

Ю. Г. СКОРНЯКОВ

# ПОДЗЕМНАЯ ДОБЫЧА РУД КОМПЛЕКСАМИ САМОХОДНЫХ МАШИН

*№ 6, 12*



МОСКВА  
„НЕДРА“  
1986

Скорняков Ю. Г. Подземная добыча руд комплексом самоходных машин.— М.: Недра, 1986.— 204 с.

Описаны принципиальные схемы вскрытия и подготовки, системы подземной разработки горизонтальных, наклонных и крутых залежей руд цветных металлов. Рассмотрены особенности размещения и компоновки поверхностных сооружений рудника, из которых используют самоходную технику. Изложены положения по выбору самоходных машин для очистных и подготовительных забоев и принципы формирования комплексов, а также особенности эксплуатации их в подземных выработках, организации технического обслуживания и ремонта. Приведены данные по результатам эксплуатации и оценке экономической эффективности использованной самоходных машин.

Для инженерно-технических работников подземных рудников, научно-исследовательских и проектных организаций горно-рудной промышленности.

Табл. 44, ил. 108, список лит. — 50 назв.

Рецензент: Л. М. Бронников, член-кор. АН СССР (Институт проблем комплексного освоения недр АН СССР)

## ПРЕДИСЛОВИЕ

В «Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года» взят курс на интенсификацию общественного производства, повышение его эффективности, который базируется на ускоренном развитии научно-технического прогресса, широком внедрении в производство достижений науки и техники и передового опыта. Применительно к подземным рудникам цветной металлургии этому направлению отвечает применение высокопроизводительной технологии с использованием самоходных машин.

К настоящему времени на подземных рудниках цветной металлургии накоплен значительный опыт ее применения в различных горно-технических условиях. Так на долю самоходных машин приходится около половины добычи руд всех цветных металлов подземным способом, причем в перспективе есть предположения к тому, что она еще более возрастет.

Особенности используемой самоходной техники (относительно большие размеры, масса, мощность привода, газовыделения дизельных двигателей, сложность технического обслуживания и ремонта) оказывают существенное влияние на технические решения при проектировании и строительстве рудников, в частности на конструкцию и функции стволов шахт, компоновку сооружений, параметры горно-подготовительных и очистных выработок, схему и режим вентиляции и т. д. Иными словами, ее применение требует соответствующих схем вскрытия, систем разработки и расположения поверхностных сооружений.

В горно-технической литературе достаточно широко освещен опыт использования самоходных машин в подземных рудниках [4, 6, 12, 16, 26, 28, 32, 34, 40, 50]. В большинстве работ рассмотрены отдельные локальные вопросы, связанные с эксплуатацией различных машин в конкретных горно-технических условиях, некоторые публикации посвящены технологии горных работ [1, 2, 5, 13, 22, 27, 33, 39], вопросам конструирования машин [17, 18, 34, 44], безопасной их эксплуатации [8, 19, 29], системам разработки [5, 6, 11, 22, 34, 41, 45]. Однако комплексно вопросы вскрытия, подготовки, эксплуатации самоходных машин на рудниках пока не рас-

считывались. В связи с этим автор при подготовке настоящей книги поставил своей целью устранить имеющийся пробел и попытаться на основе обобщения проектных разработок и публикаций в горно-технической литературе определить наиболее прогрессивные технические решения в проектировании и эксплуатации рудников и осветить тенденции развития техники и технологии подземной добычи руд с применением комплексов самоходных машин, сосредоточив внимание на общих, принципиальных решениях применительно к пологим, наклонным и крутым залежам.

## 1. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ И СТРОИТЕЛЬСТВЕ РУДНИКОВ, НА КОТОРЫХ ПРИМЕНЯЮТ САМОХОДНУЮ ТЕХНИКУ

### 1.1. СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

#### 1.1.1. Общие положения

Совершенствование схем вскрытия и подготовки месторождений происходит под влиянием следующих факторов:

роста объемов добычи, вызванного как потребностью в металлах, так и снижением их содержания в разрабатываемых рудах; увеличением глубины разработки, составляющей в среднем 800 м, а на некоторых рудниках — 1000 м. В недалеком будущем предстоит освоение глубин 1200—1600 м [3];

возрастания горного давления, и в частности горизонтальных напряжений, и, как следствие, проявлений горных ударов, которые отмечены на 23 рудниках цветных металлов, начиная с глубины 350 м (в большей степени они характерны для глубин 800—1200 м);

повышения температуры рудничного воздуха (до 20 и 26 °С соответственно на глубинах 1000 и 1500 м) за счет тепловыделений вмещающих пород (50—60 %), оборудования (15—20 %) и закладочных массивов;

увеличения водопритокков и агрессивности шахтных вод, а также интенсивности газовыделений, в основном с глубин 300 м и более (метан, углекислый газ, сероводород и др.), отмеченных более чем на 20 рудных месторождениях;

возрастания требований к охране окружающей среды и полноте извлечения руд, создания безопасных и комфортных условий труда.

В этих условиях целесообразно сокращение числа шахтных стволов, увеличение их диаметра, улучшение оснащенности и использование наклонных выработок для перемещения самоходных машин и скважины для транспортирования закладочных смесей, взрывчатых веществ, дизельного топлива и материалов.

Прогрессивная тенденция — вскрытие запасов горизонтальных и наклонных месторождений на полную глубину и поэтапное вскрытие концентрационными горизонтами с увеличенным шагом (не менее чем на 10—15 лет работы) крутонаклонных залежей. В подземных рудниках при использовании высокопроизводительной самоходной техники выбор рациональной схемы вскрытия и подготовки приобретает решающее значение для достижения наилучших результатов в области сокращения капитальных и эксплуатационных затрат. Применение самоходных машин приводит к изменению традиционных схем вскрытия и вносит принципиальные особенности

в подготовку месторождений. Специфика этих схем выявляется применительно ко всем месторождениям, и в частности представленным горизонтальными, наклонными и крутонаклонными залежами.

### 1.1.2. Вскрытие и подготовка горизонтальных и пологих залежей

Такое вскрытие осуществлено на Джезказганском горно-металлургическом комбинате (ДЖМК), где рудные тела представлены в основном пластовыми залежами с углом падения 10—15°. Глубина залегающих достигает 600—700 м. Руды и вмещающие породы устойчивы, коэффициент крепости находится в пределах 6—16\*, а плотность — 2,6—3 т/м³.

Вскрытие и подготовка поля шахты № 65. Производственная мощность шахты № 65 превосходит мощность ранее введенных в эксплуатацию на Джезказганском месторождении шахт-гигантов № 55 и 57, а также других действующих шахт и рудников цветной металлургии, что определило особые требования к вскрытию шахтного поля. Достижение проектной мощности по добыче руды могло быть обеспечено только вследствие применения современного безрельсового самоходного оборудования при производстве подготовительных и очистных работ, а также организации бесперебойного транспортирования и выдачи на поверхность большого количества горной массы.

Обычные схемы вскрытия этим условиям удовлетворить не могли, поэтому была запроектирована и осуществлена на практике новая схема вскрытия, имеющая следующие отличия (рис. 1.1): вместо полевой подготовки этажей принята рудная подготовка параллельных залежей с применением безрельсового транспортирования руды на всех рудных горизонтах;

рельсовое транспортирование руды и породы к выдачным стволам осуществляют на концентрационных горизонтах, куда горная масса переносится по рудоспускам и породоспускам; для увеличения скорости движения оставов откаточные пути устраивают из рельсов тяжелого типа, а руду транспортируют в вагонах вместимостью 10 м³ электровозами со сцепным весом 280 кН;

размер кондиционного куска руды увеличен до 1000 мм в поперечнике по сравнению с обычным размером, равным 400 мм, что повисело производительность очистных блоков;

для обеспечения высокой производительности и автоматизации склопового подъема организовано подземное дробление руды;

спуск-подъем крупногабаритного оборудования, в том числе самоходного без его разборки на узлы, производится по специальному грузовому стволу, который одновременно используется и в качестве основного воздухоподводящего ствола.

\* Звезда и далее коэффициент крепости указан по шкале проф. М. М. Протозанова

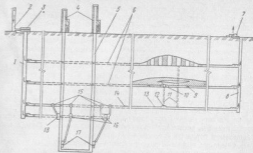


Рис. 1.1. Принципиальная схема вскрытия шахтного поля на шахте № 65 (ДЖМК):

1 — грузовой ствол; 2 — вентиляционная труба; 3 — вентиляционное здание грузного ствола; 4 — базовые камеры с бункерами; 5 — основной ствол; 6 — рудные горизонты; 7 — вентиляционная установка; 8 — вентиляционный ствол; 9 — вентиляционный штрик; 10 — разгрузочная камера; 11 — воздушники; 12 — разгрузочная камера; 13 — разгрузочный состав; 14 — откаточный горизонт; 15 — камеры обводнителей; 16 — дробильные камеры; 17 и 18 — составные рудные и породные доставочные.

Вскрытие шахтного поля осуществлено стволами: грузовым диаметром в свету 6 м, глубиной 410 м; скиповым 62-6ис диаметром в свету 6 м, глубиной 554,5 м и вентиляционным воздухоотводящим диаметром в свету 6 м, глубиной 500 м.

Шахтные стволы пройдены на полную глубину со всеми высеками, после чего проведены горизонтальные выработки на рудных и концентрационных горизонтах.

Шахтное поле разбито на панели размером в плане 150х (250-4-400) м в зависимости от размеров залежи. На рудных горизонтах от околоствольных дворов проведены штреки по очке основных залежей, а из них — панельные штреки по продольным границам панелей с звездами в камеры через каждые 40 м, что позволяет исключить перемещение людей и оборудования в отработанных участках.

В рудных штреках предусмотрено дорожное покрытие, что обеспечивает нормальные условия эксплуатации крупногабаритного оборудования на пневмоколесном ходу. Почву камер между противоположными звездами выравнивают щебеночным покрытием. Транспортирование руды и пород производится автосамосвалами МоАЗ-6401 грузоподъемностью 20 т.

Технология добычи руды с применением самоходного оборудования потребовала принятия в проекте новых конструкций капитальных рудоспусков с разгрузочными и погрузочными камерами,

рассчитанными на куски с размером ребра 1 м при высоте падения от 30 до 110 м. Для сохранения люковых устройств погружочных камер на концентрационных горизонтах разработана конструкция люковых уровней, обеспечивающих сохранение над люком рудной подушки заданной высоты.

В околоствольных дворах концентрационных горизонтов предусмотрены разгрузочные камеры с круговыми опрокидывателями, допускающими свободный проход состава.

В камере подземного дробления у ствола № 65 установлены две конусные дробилки типа 1200/150 ГРШ, а в камерах дробления ствола № 65-бис — шевковые дробилки с приемным отверстием 1500×1200 мм и пластинчатые питатели. Эти камеры уникальны по своим размерам. Объем дробильной камеры ствола № 65 равен 11 350 м<sup>3</sup>, а дробильной камеры ствола № 65-бис — 12 400 м<sup>3</sup>, причем на их сооружение потребовалось 2600 м<sup>3</sup> бетона, 120 т арматурной стали и, кроме того, возникла необходимость в специальной организации горных и строительных работ.

В комплексе подземных сооружений включены также рудоприемные камеры у четырех дробилок, вентиляционные камеры обеспыливания, транспортные и подходные выработки, соединяющие все три ствола и электроподстанцию.

Дробленая руда из подземных бункеров поступает в дозаторные установки скиповых подъемов, дозирующих руду по весу. Дозаторы оборудуются двухсекторными затворами. Работа дозирующих устройств полностью автоматизирована.

Для создания нормальных санитарно-гигиенических условий в камерах опрокидывателей подземного дробления и дозаторных применены ротационные пылеотделители и аспирационные установки.

Практика эксплуатации шахты № 65 подтвердила эффективность принятых решений по вскрытию, позволяющих при ограниченных капиталовложениях значительно повысить производительность шахты и, кроме того, использовать клетевой подъем главного ствола № 65 и подъем ствола № 65-бис для выдачи породы при проходческих работах по вскрытию поля соседнего Акчий-Спасского рудника [31].

**Вскрытие и подготовка шахтного поля Анненского рудника.** Рудные тела представляются в большинстве случаев пластовыми залежами, но встречаются ленто- и линзообразные с углом падения до 25—45°. Рудные залежи, расположенные у поверхности, обрабатываются Анненским карьером.

Вскрытие шахтного поля произведено шестью вертикальными стволами: скиповыми № 1 и 2, двумя вентиляционными (Анненский-2 и Анненский-3), клетевым и грузовым (рис. 1,2).

Сечение стволов шахт и их оборудование для рудников ДГМК приняты одинаковыми (табл. 1.1).

При проектировании подземных комплексов с раздельной выдачей трех и более сортов руды возникают определенные сложности. Так, для Анненского рудника, выдающего три сорта руды и

Таблица 1.1

Ствол	Диаметр ствола в шахту, м	Площадь поперечного сечения ствола в шахту, м <sup>2</sup>	Подъемная машина	Подъемный сосуд
Клетевой Скиповой	6	28,27	ЦШ-2,1×4р/1 ЦШ-4×4 ЦШ-2,1×4р/1	Клеть 4,5×1,7 Скин 17 м <sup>3</sup> Скин 4 м <sup>3</sup>
	6	28,27		
Грузовой Вентиляционный	7—8	50,27	Мостовой кран 2П-4×2,3	Клеть 3,6×1,4
	6	28,27		

породу, рассмотрены три варианта: размещение всех подъемов в одном стволе шахты, в двух стволах с отдельными башенными копрами и в двух спаренных стволах с одним башенным копром. Предпочтительнее оказался последний вариант, так как затраты на его осуществление наименьшие, и кроме того, он обладает наиболее простым решением устройства околоствольных дворов и создания подземного дробильно-бункерного комплекса. Над скиповый ми стволами № 1 и 2, расположенными в 30 м друг от друга, сооружен общий башенный копер с многокаватными подъемными машинами, которые размещаются в одном машинном зале и обслуживаются мостовым краном грузоподъемностью 50 т. Выдача медной руды и породы как в период эксплуатации, так и при подготовке очередного горизонта осуществляется скиповым стволом № 2. В каждом из этих стволов размещаются по два скипа вместимостью 17 м<sup>3</sup>, причем медно-скиповая и скиповая руды выдаются отдельными скипами, порода — скипом вместимостью 4 м<sup>3</sup> (система подьема скип — противовес). Кроме того, в стволе № 2 располагается инспекторская клеть с противовесом.

Питание приводных электродвигателей подземных машин осуществляется от тиристорных преобразователей.

В конструкции башенного копра предусмотрены четыре цилиндрических бункера диаметром 12 м, вмещающие около 4 тыс. т руды каждый, и породный бункер прямоугольного сечения, в который помещается около 400 т породы.

Бункера футерованы плитами из марганцовистой стали, которые во время ремонта подаются в рудные бункера подвесным электрическим краном грузоподъемностью 3 т.

Руда из бункеров выгружается через люковые затворы в железнодорожные составы или же на резервный склад по специальным конвейерным линиям, а породу автосамосалами транспортируют в отвал.

Рудные скипы в копре навешивают и меняют стреловыми монтажными кранами грузоподъемностью 25 т каждый.

Для спуска-подъема людей, материалов и малогабаритного оборудования накаточные горизонты и горизонты подземного дробления, обслуживания дозаторных установок, улавливания рудной

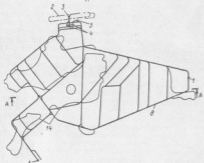
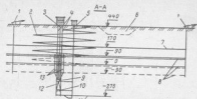


Рис. 1.2. Схема вскрытия и подготовки шахтного поля на Анненском руднике: 1 — вентиляционный ствол; 2 — наклонный съезд; 3, 4 и 5 — соответственно грузовой, скреповый и клетевой стволы; 6 — вагон; 7 и 8 — соответственно вентиляционный и откаточный горизонты; 9 — дробильный комплекс; 10 — дозаторная камера; 11 — горизонт удаленной убойной камеры; 12 — буфер; 13 — капитальный рудоспуск; 14 — конвейер рудных вышек

мелочи и подачи свежего воздуха используют клетевой ствол, оборудованный одноэтажной клетью с противовесом. Для ускорения строительства рудника было принято решение смонтировать башенный копер вблизи ствола, а затем придвинуть его на ствол. Копер в форме тридцатника в плане размером 27×31 м, высотой 50 м и массой 2000 т был передвинут от строительной площадки к устью ствола на расстояние 75 м, затем после монтажа оборудования навесили постоянную клеть, а вместо противовеса — скел вместимостью 4 м<sup>3</sup>. Этот подъем используется в период строительства для выдачи породы и при проведении горизонтальных выработок. После окончания строительства скел заменили на противовес.

Для подачи воздуха в горные выработки, спуска-подъема крупногабаритного оборудования, узлов дробильных установок, опрокидывателей, электропозов и т. п. применяют грузовой ствол, в надшахтном здании которого размещается специальный мостовой кран грузоподъемностью 40 т с высотой подъема 600 м. Герметичное надшахтное здание дает возможность производить спуск-подъем оборудования без остановки вентиляторов проветривания.

На Анненском руднике предусмотрен наклонный съезд для оперативного сообщения между горизонтами и поверхностью, что исключает необходимость в использовании подъемных кранов, в перегрузках и задалбливании рабочих на выпуске-доставке. Машины своим ходом могут выезжать на поверхность для периодического ремонта и техобслуживания, поэтому нет надобности в подземных пунктах и складах горюче-смазочных материалов. Однако на Джезказганском ГМК проходка наклонного съезда с поверхности не была осуществлена ни на одном из рудников, главным образом, по следующим причинам:

на первоначальной стадии внедрения самоходные машины имели большие габариты и преимущественно гусеничный ход (бурильные установки, бульдозеры, установки для осмотра кровли) и не отличались мобильностью. Для машин такого типа предпочтительнее спуск и подъем по грузовым стволам, которые были пройдены на всех рудниках;

при наличии грузовых стволов, по которым можно также подавать свежий воздух в рудник, эффективность наклонного съезда не так резко выявляется, тем более что с увеличением глубины разработки объем их проходки возрастает.

На Анненском руднике, так же как и на шахте № 65, предусмотрены концентрационные горизонты для транспортирования руды (на отметках 90, 0 и -90 м). Вентиляционно-испомогательные горизонты, расположенные на отметках 170, 75 и -15 м, одновременно служат для перемещения самоходного оборудования, доставки в чистые блоки рабочих и материалов. На этих горизонтах проложены трубопроводы для подачи складочного материала.

Руду с откаточных горизонтов к дробилькам перепускают по четырем капитальным рудоспускам, на которых два предназначены для медной, один — для медно-свинцовой и один — для свинцовой руды.

Для уменьшения износа стенок рудоспусков и предотвращения заваливания в них руды все рудоспуски разделены на две секции, каждая высотой 90 м, что соответствует расстоянию между откаточными горизонтами. Верхняя секция рудоспуска отделяется от нижней пальцевым затвором, установленным в камере кругового опрокидывателя.

Из капитальных рудоспусков руда попадает в камеры подземного дробления, расположенные ниже горизонта с отметкой -90 м. Руда в дробилку подается пластинчатым питателем тяжелого типа без предварительного грохочения. Просыпь руды из-под питателя

перепускается через проем в фундаменте непосредственно в бункер дробленой руды. Перед питателем устанавливаются пальцевые затворы. Бункера дробленой руды, вмещающие 800 т, являются наклонными для уменьшения вероятности заклинивания в них руды. Горизонт обслуживания дозаторных устройств расположен на отметке —230 м. На этом же горизонте осуществляется смена хвостовых канатов скиповых подъемов.

Для создания нормальных санитарно-гигиенических условий в камерах подземного дробления и дозаторных применены ротационные пылеотделители.

Для того чтобы концентрация пыли в воздухе, поступающем в шахту, не превышала санитарные нормы, воздух подают в клетевой и грузовой стволы через воздухозаборную башню высотой 100 м. В зимнее время воздух подогревается в калориферных установках.

Загрязненный воздух отводят из горных выработок по вентиляционным стволам Аиневский-2 и Аиневский-3 вентиляторами типа ВЦД-40.

Осуществлены полная автоматизация и дистанционный контроль технологических комплексов скиповых и клетевых подъемов, опрокидывателей, дробилок, ротационных пылеотделителей, дозаторных устройств, насосных агрегатов, калориферных и вентиляционных установок [31].

**Вскрытие и подготовка шахтного поля рудника «Октябрьский».** Месторождение представлено (10—15°) пластовой залежью сложного строения. Глубина залегания колеблется от 400 до 1100 м.

Горно-технологические условия месторождения осложнены тектоническими нарушениями, наличием во вмещающих породах кровли водоносного горизонта, содержанием в рудах метана, склонностью пород и руд к горным ударам, высокой температурой воздуха на нижних горизонтах (до 30°С). Коэффициент крепости руды и породы колеблется в пределах 5—18, плотность руды и породы соответственно равна 3,5—4,3 и 2,8—3 т/м<sup>3</sup>.

Схема вскрытия рудника «Октябрьский» характерна наличием нескольких промплощадок: основной, вспомогательной и трех вентиляционных, а также сваренных скиповых и клетевых стволов, вскрывающих месторождение на полную глубину распространения (рис. 1.3).

Помимо четырех стволов, размещенных на основной площадке, основной, клетевой-закладочной и грузовой расположены на вспомогательной промплощадке на северном фланге месторождения.

Вентиляционные стволы в блоке с вентиляторами главного проветривания (ВЦД-47) расположены обособленно.

Спуск самоходных машин, длинномерных материалов и крупногабаритного оборудования предусмотрен по грузовому стволу без разборки под специальным контейнером-траверсой до гор. —800 м. Подъемная машина 1-5Х3 обеспечивает скорость подъема около 1 м/с. Заводка оборудования в ствол и вывод его оттуда на гориз.

12

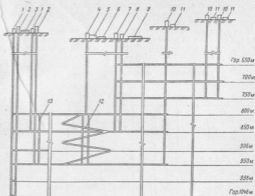


Рис. 1.3. Схема вскрытия месторождения на Октябрьском руднике:

1 и 2 — соответствующие клетевые и скиповые стволы; 3 — административно-обитательный; 4 — грузовой ствол; 5 — наклонный скважина грузовой стволы; 6 — ремонтно-механический ствол; 7 — вентиляционно-закладочный ствол; 8 — вспомогательный-вентиляционный ствол; 9 — склад руды; 10 — вентиляционный ствол; 11 — вентиляционный установка; 12 — пылевой ствол; 13 — основной ствол

зонте производится на платформе по опорной ляде, перекрывающей ствол на время выполнения операций по заводу. Ниже гор. —800 м предусмотрены наклонные съезды № 1 и 2, по которым машины передвигаются своим ходом на гор. —950 и —1050 м.

Такая комбинированная схема спуска оборудования на грузовому стволу с поверхности до первого эксплуатационного горизонта и далее по наклонному съезду между нижележащими горизонтами наиболее приемлема для глубокозалегавших месторождений.

Целесообразность проходки наклонного съезда с поверхности зависит от ряда факторов:

наличия ремонтной базы на поверхности и под землей, затрат на строительство съездов в сравнении с затратами на сооружение грузового ствола, срока существования, интенсивности движения машин и т. д. Однако главным ограничивающим фактором является глубина, с возрастанием которой резко увеличиваются объем и затраты на проходку наклонных съездов.

Транспортирование руды электровозами со сцепным весом 140—280 кН в вагонах вместимостью 4 м<sup>3</sup> предусмотрено на основных концентрационных горизонтах. Разгрузка руды у скиповых стволов

13

осуществляется в круговых опрокидывателях, затем руда падает в бункер дробильного комплекса, после чего выдвигается на поверхность в сканлах.

Разгрузка скипов производится в приемный бункер копра, откуда руда подается на обоганительную фабрику или открытый склад по цепочке бункер — пластинчатый питатель — промежуточный конвейер — оборотный конвейер — конвейерной галереи.

Вскрышающие стволы имеют четко определенные функции и достаточную оснащенность подъемными машинами и сосудами (табл. 1.2).

Таблица 1.2

Столб	Диаметр штормы, м	Площадь поперечного сечения штормы, м <sup>2</sup>	Подъемные машины и их число (в особн-ках)	Подъемные сосуды и их число (в сканлах)
Клетевой № 1 и 2 (спуск-подъем людей, материала, прокладка коммуникаций, подача свежего воздуха)	8,0	50,24	МК 4×4 (2)	Келья 2КП6,5-2 (1) Келья 2КН4,5-2 (1)
Скиповый № 1 и 2 (выдача руды)	6,5	33,17	МК 5×4 (2) Клетевой подъем ЦР-6×3 2/0,5 (1) Грузовой подъем ШПМ1-5×3	Сканы 2СН11-2К (4) Келья 1КНР-4,5-1 (1) Контейнер грузоподъемностью 25 т (1)
Вспомогательно-закладочный (подача закладочных смесей, свежего воздуха, спуск длинномер)	6,5	33,17	Грузовой подъем ШПМ1-5×3 (1)	Контейнер-траверса (1)
Грузовой (спуск крупногабаритного оборудования, подача свежего воздуха)	6,5	33,17	Клетевой подъем МК2, 25×4 Лопала с подъемной машиной Ц-3,5×2А	Келья 61НВ4,5 (1)
Вентиляционный № 1, 2 и 3 (выдача загрязненного воздуха)	6,5	33,17	ЦР-6×3,2/0,5 (2)	1СН5-1 (4)
Скиповой-вспомогательный (выдача руды и породы)	6,5	33,17		

Рассматриваемая схема вскрытия обеспечивает не только надежную транспортную связь горизонтов и очистных панелей с поверхностью, но и эффективную вентиляцию, а также удобство в эксплуатации самоходных машин. Наличие развитой промывочной и вспомогательных стволов, и в частности скипового и закладочного, оборудованных мощными подъемными установками, а также прохода вентиляционных стволов до гор. 700—800 м позволяют ускорить строительство стволов.

Рассмотренные примеры в достаточной мере характеризуют осо-

бенности вскрытия пологих месторождений с большой площадью обрушения.

Общими решениями для них являются вскрытие на полную глубину распространения запасов; рудная подготовка панелей; транспортирование руды по концентрационным горизонтам; спуск оборудования по специальным грузовым стволам; подъем руды по скиповым стволам, оснащенным дробильными комплексами; наличие ремонтных баз под землей.

Основными параметрами вскрытия и подготовки пологих месторождений являются:

- размеры шахтного поля и панелей;
- местоположение стволов шахт;
- отметки и схемы концентрационного и рудных горизонтов;
- расположение рудоспусков.

При выборе этих оптимальных параметров учитываются также природные технологические и экономические факторы, как промышленные запасы, провоздственная мощность, срок службы рудника, минимальные приведенные затраты на 1 т промышленных запасов и др.

Экономико-математические модели позволяют определять параметры шахтного поля и панелей при установленной годовой производительности, а также параметры панелей при известных длине шахтного поля и одном из размеров выемочных участков [15].

Оптимальная подготовка шахтного поля определяется с учетом скорости проведения горных выработок, суммарной длины очистных забоев при известных коэффициентах резерва и производительности.

Кроме того, оценку приемлемых по горно-техническим условиям и технологическим факторам вариантов подготовки осуществляют по критерию интенсивности подготовки этажа с последующей оптимизацией по сумме приведенных затрат на 1 т добытой рудной массы [16].

При выборе местоположения стволов шахт задача сводится к обеспечению минимуму консервируемых запасов в охранных циклах, расходов на транспортирование и подъем руды, а также объемно-планировочных работ на поверхности. Отметки и схемы концентрационного и рудных горизонтов определяются с учетом гилсометрии залежей, расположения рудоспусков в центре тяжести запасов отдельных участков или панелей, оптимального расстояния доставки руды погрузочно-транспортными машинами и минимального пробега груженных составов. При этом направление водоземного и поверхностного грузопотоков желательно согласовывать для сокращения общего расстояния транспортирования.

Следует отметить, что в связи с разнообразием горно-технических условий рудных месторождений и сложностью взаимосвязей отдельных факторов не удается оптимизировать все параметры в единой экономико-математической модели. Поэтому при проектировании наибольшее применение получил метод вариантов, ко-



торый при использовании ЭВМ позволяет из нескольких конкурирующих схем вскрытия и подготовки вылавить наиболее экономичную при достаточно широком учете определяющих параметров.

### 1.1.3. Вскрытие и подготовка наклонных и крутонаклонных залежей

Месторождения с углом падения залежей, равным 25–50°, вытянутые по простиранию и ограниченной мощности, требуют специфического подхода к разработке схем вскрытия и подготовки.

При вскрытии таких месторождений вертикальными стволами в лежачем боку залежи длина квершлага с глубиной резко возрастает. Для сокращения капитальных затрат увеличивают высоту этажа, сокращают число капитальных рудоспусков, проходят вертикальные слесные стволы, приближенные к рудному телу, и наклонные восстающие, оборудованные подъемниками для людей. При использовании самоходных машин, как правило, необходимо предусматривать проходку наклонных съездов как полевых в пределах этажа, так и рудных в пределах очистных блоков.

**Вскрытие шахтного поля рудника «Северный».** Условия вскрытия и разработки на руднике «Северный» имеют особенности: основная залежь месторождения разрабатывается карьером; параллельная залежь, являющаяся объектом подземной добычи, находится в лежачем боку под бортом карьера с углом падения в его сторону, равным 50–60°, поэтому удобная площадка для расположения вскрывающих стволов шахт вблизи рудного тела отсутствует и поверхностные сооружения при шахтном вскрытии можно разместить только на борту действующего карьера, что усложняло бы условия эксплуатации.

В связи с этим вскрытие параллельной залежи осуществлено наклонными съездами, пройденными от существующей промплощадки карьера и обогатительной фабрики (рис. 14). Два съезда (порожняковый и грузовой) протяженностью 3,5 км с углом 5°43' вскрывают залежи на глубину около 300 м. Съездам, площадь поперечного сечения которых равна 22,1 м<sup>2</sup>, рассчитаны на движение большегрузных автосамосвалов. В них оборудован пешеходный трап шириной 0,7 м, проложены коммуникации (трубы сжатого воздуха, воды, кабели), использована анкерная крепь с торкретбетоном, проезжая часть дороги забетонирована слоем толщиной от 15 до 50 см с канавкой по середине.

Для проветривания рудника и подачи в шахту твердеющей закладки по трубопроводам с поверхности в центре месторождения в лежачем боку пройдены вентиляционно-закладочные восстающие. Загрязненный воздух отводится по двум фланговым восстающим. Расход свежего воздуха, подаваемого в грузовой и порожняковый съезды, составляет соответственно 38 и 50 м<sup>3</sup>/с.

Санитарные нормы по содержанию токсичных компонентов в рудничном воздухе выдерживаются при соблюдении 8-минутного интервала движения автосамосвалов.

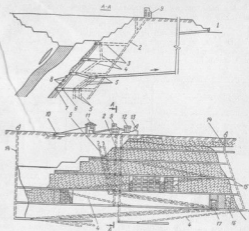


Рис. 14. Схема вскрытия и обработки месторождения на руднике «Северный»: 1 — порожняковый съезд; 2 — закладочный восстающий; 3 — анкерлаг; 4, 5 — соответственно вентиляционные и закладочные уклоны; 6 и 7 — соответственно полевой и рудный стрелы; 8 — подэтажные буровые стрелы; 9 — системный откаточник; 10 — параллельный грузовой съезд; 11 и 12 — вентиляционные съезды вскрытия вентиляционной и осметы; 13 — выстелитель (автоматический) ВВД-80; 14 — вентиляционная выработка; 15 — отработанные и заложённые камеры; 16 — закладочная камера; 17 — отработанный блок

Показатели при транспортировании руды на поверхность по автоуклонам различными автосамосвалами

Автосамосвал . . . . .	МоАЗ-6401	«БЛОУ-НОКР 195MS12»	«БЛОУ-НОКР 356MS23»
Мощность дизельного двигателя, кВт . . . . .	140	143	260
Вместимость кузова, м <sup>3</sup> . . . . .	8	12,3	23
Грузоподъемность, т . . . . .	20	23	45
Расстояние транспортирования, км . . . . .	3,3	3,3	3,2
Скорость движения, км/ч: на подъем с грузом . . . . .	7	6	6
под уклоном . . . . .	10	10	10
Производительность, т: часовая . . . . .	51	51	88,4
ежедневная . . . . .	5134	5372	10064

На поверхности автосамосвалы разгружаются в склад, вмещающий 20 тыс. т руды, из которого она экскаватором ЭКГ-4,6 грузится в думпкары и транспортируется на обогатительную фабрику, в плавильный цех или комбинат «Североникель» [40].

За рубежом вскрытие наклонными съездами, по которым транспортируют руду на поверхность, осуществлено на многих рудниках (табл. 1.3).

Таблица 1.3

Рудник	Грузоёмкость автосамосвала, т	Параметры съездов		
		Длина, м	Ширина × высота, м	Угол наклона, градус
«Боуч» (США)	10	1800	5,2 × 3,65	6—8
«Кройтон» (Канада)	—	3048	4,88 × 2,9	10
«Боуэр Кэмпбелл» (США)	9,5	1420	5,25 × 4,6	8—10
«Барнаби» (Канада)	22	1550	4,9 × 5,4	6—8
«Гасне» (Канада)	14—25	435	4,8 × 4,8	8—12

В качестве примера приведем схему вскрытия месторождения Альян (Канада) общей протяженностью 520 м, прослеженного на глубину 200 м и представленного линзами, содержащими медь. Мощность залежей составляет 1,2—6 м (в среднем 3,2 м), угол падения — 60°.

Месторождение вскрыто главным (под углом 8,5°) и локальными съездами, вспомогательным стволом, штольней и вентиляционным квершлагом (рис. 1.5). Система разработки — подэтажные штреки с высотой подэтажа, равной 11 м, отработку которого производят тремя слоями. Первый слой отработывается при расширении подэтажного штрека, второй вынимается над первым и последний — оставшийся целик. Общий порядок вмемка сверху вниз.

Для бурения используют самоходные буровые установки с двумя стрелами и буральными машинами. Откатку руды осуществляют погрузочно-транспортными машинами (ПТМ) до перегрузочных пунктов, где ее перегружают в автосамосвалы и по уклону транспортируют к отделению дробления обогатительной фабрики.

Замена вертикального рудовыводящего ствола наклонным съездом позволила при относительно небольшой глубине разработки сократить объемы вскрываемых выработок за счет исключения протяженных квершлагов, неизбежных при шахтном вскрытии, и обеспечить хорошую транспортную связь с подэтажными выработками. В сочетании с высокопроизводительным самоходным оборудованием эта схема вскрытия и разработки обеспечила высокую экономичность. Из общих затрат на строительство предприятия, равных 3,4 млн. долл., затраты на горно-капитальные и горно-подготовительные работы составили около 0,5 млн. долл. Себестоимость добычи 1 т руды 9,9 долл., число трудящихся — 98 чел., в том числе на горных работах занято 67 чел.

Вскрытие и подготовка месторождения Шалкия. Месторождение Шалкия представлено двумя рудными телами (Верхним и Нижним), расположенными одно под другим с безрудным прослоем между ними мощностью от 5 до 60 м. Глубина залегания от поверхности по линии падения колеблется от 50 до 520 м.

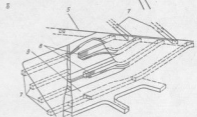
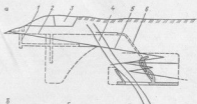


Рис. 1.5. Схемы вскрытия (а) и подготовки (б) месторождения Альян (Канада):

1 — ствол; 2 — штольня; 3 — квершлаг; 4 — порфирерай; 5 — вентиляционный высяд; 6 — вентиляционный высяд; 7 — выработка для отработки руды в откаточном порядке; 8 — целик

Угол падения изменяется от 0 до 45°. Рудовмещающие породы представлены трещиноватыми и окремненными доломитами, залегающие — доломитизированными известняками. Среднее содержание крестинезма 44 %.

Месторождение характерно наличием тектонических нарушений и крупных зон разломов.

Особенность вскрытия месторождения — вынесение основной промывающей рудника, и в частности скипового, крелетного стволов и наклонного съезда, за зону разлома (рис. 1.6). Вспомогательная промывающая с вентиляционным стволом размещена вблизи рудного поля.

Промплощадка основных стволов рудника находится на западном, а вентиляционный ствол, используемый в период строительства для выдачи руды, породы, спуска-подъема людей и материалов

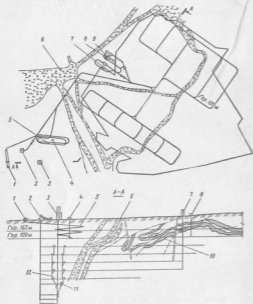


Рис. 1.6. Схема вскрытия и подготовки месторождения Шалки:

1 — ствол наклонного съезда; 2 — шхта «Клетевая»; 3 — шхта «Скиповая»; 4 — вентиляционный шурф; 5 — наклонный съезд; 6 — вена разделения; 7 — шхта «Вентиляционная»; 8 — трубно-кабельный восстающий; 9 — висячая обвязка; 10 — граница рудника под пробой; 11 — рудничек

(шхта «Выдачная») — на северо-восточном фланге месторождения.

Основными вскрывающими выработками пускового комплекса являются: ствол шахты «Выдачная», наклонный съезд, вентиля-

ционный шурф, трубно-кабельный, лифтовый восстающие и ствол шахты «Разведочная». Ствол шахты «Выдачная» глубиной 250 м, диаметром в свету 6 м оснащается скиповым рудным и скипокалетельными подъемными. Годовая производительность рудного подъема составляет 1 млн. т. Стволом вскрываются запасы горизонтов 163 и 100 м. После ввода в эксплуатацию (скипового и клетеного) стволов ствол шахты «Выдачная» служит в качестве вентиляционного.

Наклонный съезд проведен с поверхности до гор. 100 м протяженностью 1906 м с площадью поперечного сечения 18—23 м<sup>2</sup> и углом наклона на прямолнейных участках 6°, а на закруглениях 2°. Съезд предназначен для передвижения машин, доставки оборудования, рабочих подземных участков, горюче-смазочных и других материалов, а также для подачи в секунду 150 м<sup>3</sup> свежего воздуха в течение пускового периода.

Вентиляционный шурф площадью поперечного сечения 10—12 м<sup>2</sup> проходится вначале снизу вверх и служит для выдачи загрязненного воздуха на период прохода наклонного съезда до гор. 100 м. Затем шурф расширяют сверху вниз до гор. 163 м диаметром в свету 6 м, крепят бетоном, оборудуют вентиляторной установкой типа ВЦД-31,5, и он служит для отвода исходящей струи воздуха в течение пускового периода.

После ввода в эксплуатацию основных стволов рудника через вентиляционный шурф с применением двух вентиляторов типа ВЦД-31,5 будут нагнетать в рудник 520 м<sup>3</sup> свежего воздуха в секунду.

Трубно-кабельный восстающий с площадью поперечного сечения 12 м<sup>2</sup> проходится из насосной станции гор. 100 м до поверхности и помимо прямого назначения используется вначале для выдачи породы, полученной при проведении комплекса выработок насосной станции, что способствует сокращению срока строительства пускового комплекса рудника.

Лифтовый восстающий, пройденный с гор. 163 м до поверхности, служит запасным выходом в дополнение к стволу шахты «Разведочная» в начальный период строительства рудника.

Обработку месторождения намечено производить двумя шахтами — «Клетевая» и «Скиповая». Ствол шахты «Клетевая» глубиной 643 м и диаметром в свету 7 м проходится с предварительной цементацией пересекаемых пород и крепится бетоном. Ствол служит для подачи свежего воздуха (от вентиляционного шурфа ниже гор. 163 м), воды с расходом 100 м<sup>3</sup>/ч, необходимыми для удовлетворения технологических и противопожарных нужд, а также для питья, спуска-подъема людей, крупногабаритного оборудования и для выполнения вспомогательных работ. Околоствольные выработки оборудуются качающимися площадками, шахтными предохранительными дверями и накидными мостами вод грузовой отделением ствола для приема груза массой до 35 т [31].

Параметры и освещенность различных стволов

Ствол . . . . .	Скисовой	Клетевой	Выдачной
Диаметр ствола, м . . . . .	7,5	7,0	6,0
Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup> . . . . .	44,2	38,5	28,26
Подъемные машины и их число (в скобках) . . . . .	ППЗ-2, 1 × 4р(1) ППЗ-4 × 4 (2)	2П-6 × 2, 4 (1) ЛПЗ 45/1300 (1)	2П-4 × 1,8(1) 2П-3, 5 × 1, 7А (1)
Подъемные сосуды и их число (в скобках) . . . . .	Сипп 4 м <sup>3</sup> (1) Сипп 17 м <sup>3</sup> (2)	Келья 4,5 × 1,5 (1) Крок грузо-подъемностью 90 т (1)	Сипп 4 м <sup>3</sup> (1) Сипп 3,5 м <sup>3</sup> (2)

Вскрытие и подготовка месторождения Тораница (СФРЮ). Следует отметить, что вскрытие нагорных месторождений осуществляют обычно штольнями. В этих условиях наклонные съезды целесообразно заменить автодорогой, проложенной по склону, с подъездами к вскрывающим штольням, которые выполняются безрельсовыми. Рельсовый транспорт руды сохраняется лишь на концентрационных горизонтах и в главной штольне, выходящей, как правило, к обогатительной фабрике.

Месторождение Тораница представлено сульфидными рудами (4% Pb, 2,5% Zn), залегающими на склоне горы на отметках 1400—2000 м. Мощность залежей колеблется от 1 до 12 м, угол падения от 25 до 40°. Протяженности основной залежи равна около 1 км. Вмещающие породы — кварцграфитовые сланцы. Системы разработки предусмотрены следующие: с подэтажным обрушением и камерно-столбовым. Производственная мощность рудника составляет 700 тыс. т руды.

Применительно к месторождению были рассмотрены три варианта вскрытия (рис. 1,7):

- вертикальным вспомогательным стволом;
- наклонным вспомогательным съездом;
- автодорогами по склону горы.

Сравнительные объемы работ по первым двум вариантам приведены в табл. 1,4.

Объем выработок при варианте с наклонным съездом больше на 34,5 тыс. м<sup>3</sup>. Несмотря на более высокую стоимость (на 15—20%) проходки 1 м<sup>3</sup> ствола, затраты на его сооружение не превысили затрат на сооружение съездов. Затраты на приобретение машины, а также эксплуатационные расходы по второму варианту более высокие, поэтому преимуществ вскрытия наклонными съездами в этих условиях выжлено не было.

Третий вариант с использованием автодорог вместо наклонного съезда по затратам на их сооружение оказался значительно выгоднее и, несмотря на несколько большие эксплуатационные расходы, экономичнее I варианта. Таким образом, в условиях нагор-

Таблица 1,4

Выработки	I вариант			II вариант		
	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	Длина, м	Объем, м <sup>3</sup>	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	Длина, м	Объем, м <sup>3</sup>
Вспомогательный ствол	20,4	591	9 455	—	—	—
Камеры и околоствольные дворы	11,2	40—280	10 540	—	—	—
Кверцалы	7,3—9,7	290—510	890	—	—	—
Плавная затрепа	9,1—11,5	—	59 835	9,9—12,3	—	66 790
Погрузочные и разгрузочные камеры	—	—	3 960	—	—	3 130
Ремонтные пункты	48	30	1 215	—	—	2 345
Вертикальные и прочие выработки	—	—	44 040	—	—	43 470
Орудя и сбейки	—	—	17 990	—	—	35 205
Наклонный съезд, проделанный с поверхности	—	—	—	9,9	1 370	13 565
Наклонные съезды, пройденные между горизонтами	—	—	—	12,3	1 140	14 020
Рудоспуски	6,25—25	310	12 815	9,9	845	8 365
Главная штольня	10,6—12,9	2875	36 100	12,3—25	310	12 815
			10,8—12,9	2875		36 100
Итого			197 290			239 970

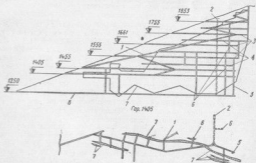


Рис. 1,7. Схема вскрытия месторождение Тораница:

- 1 — наклонный съезд; 2 — вспомогательный скисовой ствол; 3 — безрельсовый штольневый горизонт; 4 — горизонт с рельсовым транспортом; 5 — вентиляционный выстеленный рудоспуск; 7 — контур рудных залежей; 8 — главная транспортная штольня

ных месторождений использование автодорог и самоходных машин позволяет исключить необходимость прохода традиционного в этих условиях вертикального вспомогательного ствола.

Следует отметить, что не всегда рельеф местности позволяет проложить автодороги к штольням и при определенных условиях

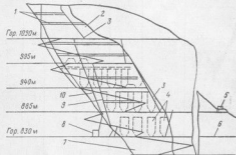


Рис. 1.8. Схема вскрытия месторождения на руднике «Мадлен» (Канада): 1 — подэтажные орты; 2 — рудный залежь; 3 — вертикальный вспомогательный; 4 — вентиляционные камеры; 5 — калорифер; 6 — алюминиевая штольня; 7 — основное рудное тело; 8 — камера дробильно-отгрузочного комплекса; 9 — парадоксы; 10 — рудоспуск

наклонные съезды между подэтажами могут оказаться предпочтительнее. Примером служит рудник «Мададен» (Канада), где вскрытие линзообразных залежей, содержащих медь (1,3% Cu и 10 г/т Ag), осуществлено штольнями, проведенными через каждые 55 м по вертикали, и наклонными (под углом 11°) съездами в лежачем боку (рис. 1.8). Площадь поперечного сечения съездов 5,6×2,9 м рассчитана на передвижение самоходных буровых установок Фри-Дрилл, погрузочно-доставочных машин с ковшем вместимостью 3,8 м³ и вспомогательного оборудования. Обработка залежей ведется этажно-камерной системой, причем параметры камеры следующие: длина равна мощности залежи, высота 46 м, ширина 18 м. Подготовка осуществляется ортами, проведенными через каждые 15 м, и погрузочными съездами в целиках под углом 50°. Отбойку руды производит из рудовыпускной траверсы и подэтажного штрека. Диаметр скважины 54 мм, выход руды 7,3—7,6 т/м. Одновременно взрывают четыре веера с л. и. с., равной 1,7 м. Производительность при бурении составляет 87 м/чел-смену, при погрузке — доставке (на расстояние 30—180 м) — 600 т/чел-смену; производительность подземного рабочего — 48 т/чел-смену, по руднику — 16,5 т/чел-смену.

Техническое обслуживание и мелкий ремонт оборудования осуществляются под землей, капитальный ремонт — на поверхности.

Подготовка наклонных месторождений осуществляется, как правило, полевыми штреками, расположенными в лежачем боку рудного тела, ортами и наклонными (по рудному телу) восстающими.

При использовании самоходных машин подготовка залежи к отработке осуществляется диагональными в лежачем боку или рудными наклонными съездами и ортами на подэтажах.

Особенность вскрытия наклонных месторождений — сочетание вертикальных стволов с наклонными съездами, за исключением нагорных месторождений, где их функции выполняет автодорога по поверхности.

Использование наклонных съездов для транспортирования руды автосамосвалами на поверхность (рудных «Северный») не дает экономических преимуществ в сравнении с механическим подъемом по вертикальному стволу и является частным случаем, обусловленным спецификой залегания месторождения и сложившимися условиями эксплуатации.

Подготовка наклонных залежей диагональными наклонным съездом при соответствующих условиях является хорошей альтернативой наклонным восстающим, полевым штрекам и ортам.

#### 1.1.4. Вскрытие и подготовка месторождений с крутым падением залежей

Месторождения руд цветных металлов, представленные крутыми (50—90°) залежами, прослеживаются, как правило, на большие глубины, а размеры по простиранию изменяются от сотен метров до нескольких километров.

Мощность залежей колеблется от 1,5 до 70 м и более. Очень часто верхнюю, наиболее мощную часть таких месторождений, близко расположенных от поверхности, разрабатывают открытым способом, а нижележащую часть — подземным. Таким образом, комбинированный способ разработки характерен для многих крутонаклонных месторождений, что соответственно оказывает влияние на выбор схемы вскрытия, размещения промышленных площадок и компоновку сооружений.

**Вскрытие и подготовка Ташинского месторождения.** Верхняя часть мощной крутой (80—90°) залежи полиметаллических руд отработана карьером, а нижняя — вскрыта вертикальными штольнями шахт в сочетании с наклонным съездом, пройденным с борта карьера (отметка 634 м) после окончания открытых работ (рис. 1.9).

Характерной особенностью схемы является ее поэтапное развитие: первоначально осуществили вскрытие до гор. 6 штольнями шахт «Разведочно-эксплуатационная» (РЭ), «Ульбинская» и «За-

падная вентиляционная», а затем до гор. 10—столами шахт «Тишинская» и «Вентиляционная». В последующем намечается углубка шахт до гор. 16. Подготовка залежи осуществлена полевыми штреками в высячем и лоточем боках залежи и ортами, проделанными через каждые 30—50 м вкостр простирания.

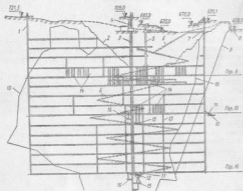


Рис. 19. Схема вскрытия месторождения на Тишинском руднике:

1, 2, 4, 5 и 7 — соответственно стволы шахт «Залежи вентиляционная», «Тюльганская», «Вентиляционная», «Разведочно-испытательная» и «Альбанская»; 2 — конусный ствол; 3 — основной ствол; 4 — 5 — Уэльса; 6 — основной ствол; 7 — конусный ствол; 8 — конусный ствол; 9 — основной ствол; 10 — основной ствол; 11 — основной ствол; 12 — основной ствол; 13 — основной ствол; 14 — основной ствол; 15 — основной ствол; 16 — основной ствол; 17 — основной ствол; 18 — основной ствол; 19 — основной ствол; 20 — основной ствол; 21 — основной ствол; 22 — основной ствол; 23 — основной ствол; 24 — основной ствол; 25 — основной ствол; 26 — основной ствол; 27 — основной ствол; 28 — основной ствол; 29 — основной ствол; 30 — основной ствол; 31 — основной ствол; 32 — основной ствол; 33 — основной ствол; 34 — основной ствол; 35 — основной ствол; 36 — основной ствол; 37 — основной ствол; 38 — основной ствол; 39 — основной ствол; 40 — основной ствол; 41 — основной ствол; 42 — основной ствол; 43 — основной ствол; 44 — основной ствол; 45 — основной ствол; 46 — основной ствол; 47 — основной ствол; 48 — основной ствол; 49 — основной ствол; 50 — основной ствол; 51 — основной ствол; 52 — основной ствол; 53 — основной ствол; 54 — основной ствол; 55 — основной ствол; 56 — основной ствол; 57 — основной ствол; 58 — основной ствол; 59 — основной ствол; 60 — основной ствол; 61 — основной ствол; 62 — основной ствол; 63 — основной ствол; 64 — основной ствол; 65 — основной ствол; 66 — основной ствол; 67 — основной ствол; 68 — основной ствол; 69 — основной ствол; 70 — основной ствол; 71 — основной ствол; 72 — основной ствол; 73 — основной ствол; 74 — основной ствол; 75 — основной ствол; 76 — основной ствол; 77 — основной ствол; 78 — основной ствол; 79 — основной ствол; 80 — основной ствол; 81 — основной ствол; 82 — основной ствол; 83 — основной ствол; 84 — основной ствол; 85 — основной ствол; 86 — основной ствол; 87 — основной ствол; 88 — основной ствол; 89 — основной ствол; 90 — основной ствол; 91 — основной ствол; 92 — основной ствол; 93 — основной ствол; 94 — основной ствол; 95 — основной ствол; 96 — основной ствол; 97 — основной ствол; 98 — основной ствол; 99 — основной ствол; 100 — основной ствол.

Месторождение разрабатывают подэтажно-камерной системой с шириной камер 6—8 м, высотой 15—20 м и горизонтальными слоями с закладкой, причем площадь поперечного сечения слоев заходок составляет 4×4 м.

Основные показатели системы разработки горизонтальными слоями с закладкой приведены ниже.

Объем горно-подготовительных работ на 1000 т горной массы, м <sup>3</sup> . . . . .	100
В том числе по породе . . . . .	35
Потери, % . . . . .	3—4
Разубоживание, % . . . . .	8—7
Сменная производительность труда рабочего забойной группы по системе, т . . . . .	28

Аналогичный пример вскрытия и разработки серии крутых залежей осуществлен на Гайском руднике (рис. 1.10).

Нижняя часть месторождения вскрыта центрально-расположенными вертикальными рудовыдачными, вспомогательными и фланговыми вентиляционными стволами, характеристика которых приведена в табл. 1.5.

Таблица 1.5

Шахта	Глубина ствола в метрах	Площадь поперечного сечения в метрах	Подъемная мощность в шт число (в сдвиге)	Подъемные сосуды в шт число (в сдвиге)
«Клетевань (запасной выход)	5,5	23,7	III-2,1×4 (1)	Клеть 3700×1680 (1)
«Скиповая (выдача руды, спуск материалов)	5,5	24,7	III-2,25×4 (1) III-3,25×4 (1)	Клеть 3700×1680 (1)
«Эксплуатационная» (выдача руды, спуск людей и материалов)	7,5	44,3	МК5×4 (1)	Сидл 4 м <sup>2</sup> (2) Клеть 5600×1630 (1)
«Закладочная» (выдача породы, спуск людей)	5,5	23,7	III-5×8 (1) ЦР6×3,4/0,6 (1)	Сидл 21,5 м <sup>2</sup> (2) Клеть 3100×1370 (1) Сидл 4 м <sup>2</sup> (1)
«Средняя» и «Южная вентиляционная» № 2	7	35,5	—	Ведля 1,5 м <sup>2</sup> (1) То же
«Северная» и «Южная вентиляционная» № 1	5	19,6	—	Клеть (1)

Для использования самоходных машин эти вскрывающие выработки не приспособлены, поэтому из карьера на нижележащие горизонты пройден под углом 10° наклонный вспомогательный съезд площадью поперечного сечения 15 м<sup>2</sup>, протяженностью 4,5 км, по которому доставляют оборудование и материалы с применением машин.

На рис. 1.11 показаны локальные участки наклонные съезды, входящие в систему горно-подготовительных выработок очистных блоков при этажно-камерной системе разработки с закладкой выработанного пространства.

Расположение съездов увязано с горизонтальными этажными выработками и подэтажами, что обеспечивает заезд в блоки бурового оборудования и вспомогательных машин при транспортировании, например, взрывчатых материалов. Для сокращения объема горно-подготовительных работ эти съезды располагают таким образом, чтобы они могли обслужить несколько блоков, а при наличии серии крутых залежей их проходит в одном из рудных тел, соединяя соседние орты-заседахи.

Вскрытие и подготовка месторождения Алтын-Топкан. В процессе реконструкции рудника «Алтын-Топкан», вскрытие которого

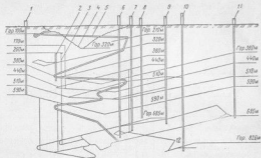


Рис. 1.10. Схема вскрытия месторождения на Гайдон руднике:  
1, 6, 7, 8, 9, 10 и 11 — соответственно шахты «Южная вентиляционная», № 2, «Закадровая», «Саловая», «Китовая», «Средняя вентиляционная», «Видлуватская» и «Средняя вентиляционная»; 2 — ствол шахты «Солная»; 3 — рудоспуск; 4 — контур карьера; 5 — наклонный съезд; 12 — горизонт устья лавового прохода

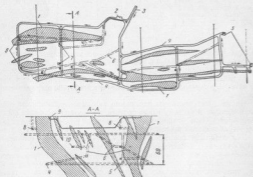


Рис. 1.11. Схема вскрытия и подготовки серии кривых линейобразных залежей с использованием наклонных стволов:

1 — контур рудных тел; 2 — пункт монтажа самоходных машин; 3 — основной каржат; 4 — оловый штрих; 5 — вентиляционная выработка; 6 — наклонный съезд; 7 — рудоспуск; 8 — закадровый штрих; 9 — граница карьера; 10 — оловянный штрих

осуществлено центрально-расположенными в всячем боку штольнями «Капитальная» и «Параллельная» (рис. 1.12) и фланговыми вентиляционными стволами, возникла необходимость в проходе наклонного съезда, так как реконструкция штолен для пропуска самоходного оборудования в условиях действующего рудника оказалась нецелесообразной. Наклонный съезд площадью поперечного сечения  $9,1 \text{ м}^2$  и протяженностью 950 м, проделанный под углом  $12-14^\circ$ , расположен в лежачем боку месторождения и соединен с этажными и погрузочно-доставочными выработками блоков ортами-заседами. В связи с тем что устье наклонного съезда удалено от основной промплощадки рудника, ремонтный пункт находится под землей в центре месторождения на гор. V. Наклонный съезд позволил применять высокопроизводительные самоходные машины на горизонтах III, IV и V при отработке восточного фланга месторождения этажно-камерной системой разработки с массовым обрушением целиков.

При этом вспомогательный вертикальный ствол между горизонтами III—V перестали использовать по назначению, вследствие чего создавалась возможность отработать запасы, находящиеся в его охранном целике.

**Вскрытие и подготовка месторождения Похасалми (Финляндия).** Рудник «Похасалми» — характерный пример комбинированного вскрытия и разработки крутой залежи.

Вскрытие месторождения медно-цинковых руд (рис. 1.13) осуществлено двумя стволами: главным рудовыдачным, вспомогательным-вентиляционным (глубиной соответственно 500 и 537 м) и наклонным спиральным съездом (глубиной 400 м). Наклонный съезд, проделанный под углом  $8^\circ$ , соединен с поэтажными выработками и используется для перемещения машин своим ходом. После дробления руда транспортируется к главному стволу ленточным конвейером и выдается на поверхность с применением скипа.

Такую схему вскрытия применяют и на других рудниках Финляндии («Вуонос», «Керетти», «Коталахти»), где используются самоходные машины.

**Вскрытие и подготовка шахтного поля рудника «Левак-Вест» компании «Инко» (Канада).** Вскрытие залежи сульфидных руд осуществлено на глубину 480 м (гор. 1550), где расположен транспортный горизонт.

Вентиляционный воздухоподводящий ствол пройден до глубины 280 м (гор. 900). У его устья размещены два осевых вентилятора фирмы «Джой» диаметром 1,8 м каждый с суммарной производительностью  $270 \text{ м}^3/\text{с}$ . Расход воздуха составляет  $13,5 \text{ м}^3/\text{с}$  на 100 тыс. т годовой добычи руды. С гор. 270 м свежий воздух подается в очистные камеры по боковым вентиляционным востоящим. Исходящая струя по спиральному наклонному съезду с площадью поперечного сечения  $20 \text{ м}^2$ , проделанному под углом  $11^\circ$ ,

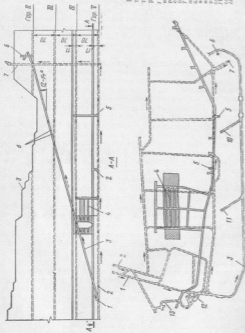


Рис. 112. Схема вскрытия и подготовки рабочего фланца месторождения Алтын-Топкан: 1 и 2 — соответственно штольня «Александров» и «Павлов»; 3 — ствол шахты; 4 — ствол колодезного ствола; 5 — рудосборник; 6 — концевая обшивка в «Павлов»; 7 — вентиляционная труба; 8 — вентиль; 9 — вентиляционная труба; 10 и 11 — соответственно стволы ГР и Р; А — рамчатый ступеньчатый обрешечиватель; Б — обрешечиватель; В — обрешечиватель; Г — обрешечиватель; Д — обрешечиватель; Е — обрешечиватель; Ж — обрешечиватель; З — обрешечиватель; И — обрешечиватель; К — обрешечиватель; Л — обрешечиватель; М — обрешечиватель; Н — обрешечиватель; О — обрешечиватель; П — обрешечиватель; Р — обрешечиватель; С — обрешечиватель; Т — обрешечиватель; У — обрешечиватель; Ф — обрешечиватель; Х — обрешечиватель; Ц — обрешечиватель; Ч — обрешечиватель; Ш — обрешечиватель; Щ — обрешечиватель; Ъ — обрешечиватель; Ы — обрешечиватель; Ь — обрешечиватель; Э — обрешечиватель; Ю — обрешечиватель; Я — обрешечиватель.

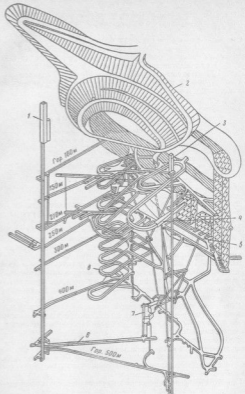


Рис. 113. Схема вскрытия месторождения на руднике «Пюхасалми»: 1 — главный рудосборный ствол; 2 — контур карьера; 3 — вентиляционно-вентиляционный ствол; 4 — портал колодезного ствола; 5 — вентиляционно-доставочный ствол; 6 — двойной элеватор; 7 — дробильный агрегат; 8 — колодезный ствол.



отводятся на поверхность. По нему осуществляются также спуск и подъем самоходного оборудования и доставка рабочих (рис. 1.14).

Очистные работы на глубинах более 250 м ведут камерно-целиковой системой с закладкой хвостами обогатительной фабрики с добавками цемента. Выемку руды в камере производят слоями (3—3,5 м) или подэтажами (10—15 м), а в устойчивых породах — на всю высоту этажа. Ширина камер 10—12 м, целиков — 6 м.

При отработке месторождения применяют следующее оборудование.

Бурильные установки «Гарден-Денвер» с двумя стрелами . . . . .	4
с тремя стрелами . . . . .	3
Погрузники фирмы «Катериллер» с ковшем вместимостью 3,6 м <sup>3</sup> . . . . .	3
Автосамосвалы фирмы «Джипс-Кларк» . . . . .	3
Погрузочно-транспортные машины (ПТМ) той же фирмы с ковшем 3,6 м <sup>3</sup> . . . . .	4
Самоходные платформы для крепления выработок, монтажа коммуникаций . . . . .	12
Бульдозеры для планировки дорог . . . . .	2

Суточная производительность рудника составляет 8 тыс. т (около 2 млн. т в год), а средняя производительность труда подземного рабочего — 35 т.

**Вскрытие и подготовка месторождения Ильора (Австралия).** Вертикально-трубчатое рудное тело размерами в плане 210×150 м, содержащее 5,6% Pb, 8,6% Zn и 135 г/т Ag, намечено первоначально отработать до глубины 450 м, а затем до 750 м.

Вскрытие осуществлено главным вертикальным стволом (рис. 1.15) диаметром 6 м, породно-вспомогательным (скип 9,75 т) и рудным (скип 13,75 т) подъемами. Кроме того, проведены разведочный и два вентиляционных ствола. Несмотря на наличие четырех стволов при ограниченной рудной площади, пройден до гор. № 4 под углом 8° наклонный съезд протяженностью 2,9 км и площадью поперечного сечения 4,5×3,3 м, что позволяло использовать при отработке месторождения высокопроизводительные самоходные машины.

Высоту этажа выбирают 90 м. Камеры шириной 18 м разделяют по высоте мостовыми целиками толщиной 6 м. Взрывные скважины диаметром 200 мм и глубиной до 58 м имеют л. н. с., равную 4,5 м. Выход руды 1 м скважины составляет 75,6 т, суточная добыча — 4400 т.

При отработке месторождения применяют следующее оборудование:

установки вращательного бурения «Роббинс 13МД» . . . . .	2
электродвигательные установки: «Тамрок Солю» . . . . .	1

«Тамрок Миниматик Джумбо» . . . . .	2
электрические ПТМ «Хорвурд Бэгшю-640» грузоподъемностью 12 т . . . . .	2
аналогичные ПТМ: «Хорвурд Бэгшю-820» грузоподъемностью 12 т . . . . .	2
«Хорвурд Бэгшю-620» грузоподъемностью 6 т . . . . .	2

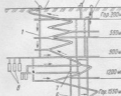


Рис. 1.14. Схема вскрытия месторождения на руднике «Левик-Вест»: 1 — воздушноводяной ствол; 2 — вентиляционная установка главного вентиляционного; 3 — наклонный ствол; 4 — вентиляционная установка; 5 — вентиляционный ствол; 6 — транспортный горизонт; 7 — родоспуск; 8 — очистная камера

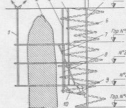


Рис. 1.15. Схема вскрытия месторождения на руднике «Ильора» (Австралия): 1 — вентиляционно-водяной ствол; 2 — рудные этажи; 3 и 4 — соответствующие вентиляционные (равностенный) и вентиляционный воздушноводяной стволы; 5 — главный ствол с фланцевыми камерами; 6 — вентиляционный ствол; 7 — родоспуск; 8 — родоспуск; 9 — дренажно-диаметровый элемент; 10 — насосная камера

Руда доставляется к рудоспускам диаметром 2,4 м каждый и перепускается к дробилке с приемным отверстием 1220×1525 мм, затем дробленая руда с размером кусков 150 мм поступает в автоматизированный скиповый подъем главного ствола и выдвигается на поверхность [49].

Рассмотренные примеры вскрытия крутых залежей характеризуются наличием наклонных рудных тел, выходящих на поверхность, причем на отечественных рудниках они пройдены позже в условиях реконструкции сложившихся схем вскрытия и являются дополнением к ранее пройденным стволам. Следует отметить, что наклонные съезды успешно используют не только как вскрышающие вспомогательные выработки, но и как подготовительные в пределах очистного блока или участка. Примером является рудник «Кобар» (Австралия), где наклонными съездами, пройденными под углом 8°, подготовлены несколько крутых (75—80°) залежей, содержащих медь (рис. 1.16).

Завадное рудное тело, имеющее протяженность 400 м и среднюю мощность 10,5 м, отработывается системой горизонтальных слоев с закладкой. Очистную выемку ведут самоходными буриль-

ными установками и дизельными ПТМ. Расстояние транспортирования руды к блоковым рудоспускам составляет 50 м, к капитальным — 450 м.

Восточное рудное тело и рудное тело № 2 протяженностью 180 и 120 м, мощностью 10,5 и 12 м соответственно также подготовлены наклонными съездами. На руднике «Кобар» имеются два

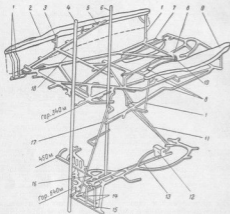


Рис. 1.16. Схема вскрытия и подготовки залежей на руднике «Кобар» (Австралия):

1 — вентиляционные вентшахты; 2 — медьсодержащие Западное рудное тело; 3 — блоковый рудоспуск; 4 — рудоспускный ствол № 2; 5 — выделение вольфрам выработка Западное рудное тело для самозащиты машин; 6 — вентиляционно-основательный ствол № 1; 7 — медьсодержащие Восточное рудное тело; 8 — выделение вольфрам выработка для самозащиты оборудования; 9 — медьсодержащие Восточное рудное тело; 10 — медьсодержащие Восточное рудное тело № 2; 11 — рудоспуск; 12 — выделение вольфрам-серебряный комплекс; 13 — выделение вольфрам-серебряный комплекс; 14 — бункер для дробленной руды; 15 — вентиляционный ствол; 16 — конвейерный ствол; 17 — конвейерный ствол; 18 — конвейерный ствол; 19 — конвейерный ствол.

вскрывающих вертикальных ствола с достаточно высокой производительностью (около 1 млн. т/год).

Таким образом, вскрытие крутых залежей осуществляется, как правило, вертикальными рудовыдачными стволами и наклонными вспомогательными съездами поэтапно: сначала верхних, а затем нижних горизонтов. Подготовка подземных штреков и ортам в сочетании с наклонными съездами наиболее приемлема для крутых мощных залежей.

Основными параметрами вскрытия и подготовки крутых и наклонных рудных тел являются: протяженность шахтного поля по простиранию, глубина и шаг вскрытия, высота этажа.

Кроме того, необходимо учитывать расположение стволов шахт и наклонных съездов.

Длина шахтного поля по простиранию и глубина вскрытия определяют запасы полезного ископаемого и срок существования рудника. Эти параметры ограничиваются техническими данными транспортного и подъемного оборудования, их производительностью, изменяющейся в зависимости от длины транспортирования и высоты подъема. Наиболее важным параметром является шаг вскрытия, оптимизация которого должна осуществляться не только по минимуму приведенных затрат, но и с учетом интенсивности подземной разработки, с тем чтобы время отработки I этажа вскрытия было достаточным для проектирования и строительства вскрывающих выработок II этажа и выполнения выбывающих мощностей.

Наиболее приемлем для оптимизации параметров вскрытия и подготовки запасов рудных полей комплексный метод [7], включающий выявление главных определяющих и ограничивающих факторов, оценку горно-технических условий, ожидаемой интенсивности горных работ (интегральным показателем которой может служить величина годового понижения [42]), а также учет интервала времени, через который осуществляется техническое перевооружение рудников.

Число ступеней подъема зависит от глубины распространения запасов и технически целесообразной высоты подъема, которая, как известно, ограничена как для одноканатных, так и для многоканатных машин. Для наклонных рудных тел ступенчатые схемы вскрытия необходимы при резком увеличении с глубиной длины квершлага. В этих случаях ступени подъема желательно увязывать с шагом вскрытия.

Расположение рудовыдачных стволов шахт при вскрытии крутых и наклонных месторождений осуществляется, как правило, в дежаче боку центральной части месторождения на расстоянии, исключающем консервацию запасов в охранных целиках.

Высота этажа ограничивается не только геологическими факторами, но и техническими, например допустимой по условиям безопасности высотой немеханизированного подъема-спуска рабочих по восстающим (<45+50 м).

Для обеспечения экономического эффекта от использования самоходной техники при разработке крутых рудных тел необходимо переходить от традиционных схем подготовительно-нарезных работ в отдельных блоках к групповой подготовке и нарезке, а также объединять рудные тела единой системой наклонных выработок, создавая таким образом значительный фронт проходческих и очистных работ [20].

## 1.2. РАЗМЕЩЕНИЕ И КОМПОНОВКА ПОВЕРХНОСТНЫХ СООРУЖЕНИЙ

### 1.2.1. Общие положения

Схемы вскрытия месторождений определяют, как правило, несколько промышленных площадок.

Выбор площадок осуществляется на основе сопоставления технико-экономических показателей комплексно проработанных вариантов вскрытия месторождения с учетом размещения зданий и сооружений крупными блоками, объединенными единым технологическим процессом.

Компоновка сооружений промышленных площадок определяется их функциями, строительными конструкциями и генеральным планом. Основная промплощадка подземного рудника располагается обычно при стволах главного и вспомогательного подъемов, местоположение которых на поверхности зависит от горно-технических условий и схемы вскрытия месторождения.

На основной промплощадке обычно размещаются административно-бытовой комбинат, блок цехов, склад руды, электроподстанция, компрессорная, калориферная и другие сооружения.

Вспомогательная промплощадка включает сооружения вспомогательного клетового, а иногда скипового и грузового стволов, закладочный комплекс и другие сооружения.

Промплощадки вентиляционных стволов, надшахтные сооружения которых блокируются с вентиляторными установками главного проветривания, обычно располагаются на флангах месторождения.

При формировании промышленных площадок рудников необходим комплексный подход к размещению надшахтных зданий, сооружений и их компоновке. Особое значение при этом имеет функциональное зонирование территории с учетом технологической связи элементов комплекса, разделения людских и грузовых потоков, целесообразности условий эксплуатации, и в частности удобства в транспортировании и ремонте самоходного оборудования. При этом важно обеспечить наилучшие санитарно-гигиенические условия труда и бытового обслуживания трудящихся.

Улучшению архитектурного облика и компактности площадки, снижению материалоемкости и трудоемкости при строительстве, а также сокращению затрат на эксплуатацию зданий способствуют блокировка зданий и сооружений, применение новых строительных материалов и облегченных конструкций, унификация пролетов и применение крупноблочного монтажа.

При решении этих вопросов следует учитывать возможность совмещения прохода и монтажа копров на смежных площадках с последующей их надшивкой на готовые фундаменты, что позволяет сократить сроки строительства. В то же время очередность строительства отдельных объектов, и в частности объектов пускового комплекса, может привести к изменению компоновочных решений и разблокированию отдельных сооружений.

Скиповые рудоподъемные стволы располагают по возможности

рядом с корпусом дробления обогащательной фабрики или, если она удалена на значительное расстояние, с подъездными железнодорожными путями.

Клетевые воздухоподающие стволы (подача сжатого воздуха, воды, электроэнергии) располагают на основной промплощадке рудника в узвке с административно-бытовым комбинатом (АБК) и блоком вспомогательных цехов.

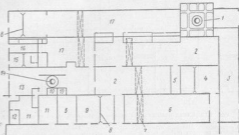


Рис. 1.17. Схема расположения производственных зданий и сооружений главного и вспомогательного стволов шахты, размещенных на одной промплощадке и вспомогательного ствола шахты, размещенных на одной площадке. В данном случае по клетевому вспомогательному стволу спускают в рудник самоходное оборудование и надшахтное здание блокируют с ремонтными и складскими помещениями. Подача свежего (холодного и подогретого) воздуха осуществляется по каналам через надшахтное здание. Дробильный комплекс примыкает к корпусу обогащательной фабрики, а административно-бытовой комбинат стоит противоположной стороны от надшахтного здания вспомогательного ствола, что позволяет снизить в нем уровень шума и вибрации до санитарных норм.

На рис. 1.17 показан пример компоновки блока зданий и сооружений главного и вспомогательного стволов шахты, размещенных на одной площадке. В данном случае по клетевому вспомогательному стволу спускают в рудник самоходное оборудование и надшахтное здание блокируют с ремонтными и складскими помещениями. Подача свежего (холодного и подогретого) воздуха осуществляется по каналам через надшахтное здание. Дробильный комплекс примыкает к корпусу обогащательной фабрики, а административно-бытовой комбинат стоит противоположной стороны от надшахтного здания вспомогательного ствола, что позволяет снизить в нем уровень шума и вибрации до санитарных норм.

На рис. 1.18 изображена схема компоновки надшахтных сооружений и блока цехов отдельно расположенного клетового вспомогательного ствола, оборудованного одноканатными подъемными машинами. Особенность схемы — наличие развитой ремонтной службы со складом оборудования, материалов и стоек самоходных

машины, сблокированных с надшахтным зданием, что дает возможность осуществлять ремонт, техническое обслуживание и спуск самоходного оборудования в рудник на одной промплощадке. По стволу подают свежий воздух, для исключения подсосов у надшахтного здания предусмотрен тамбур.

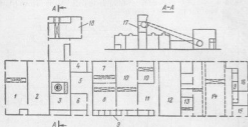


Рис. 1.18. Схема надшахтного здания вспомогательного ствола:

1, 2 и 4 — соответственно склады оборудования, материалов и противопожарных материалов; 3 — помещение качества ствола; 5 — калориферная; 6 — помещения для контрольно-инструментальной работы (КИР); 7, 8 и 9 — соответственно отделения кружково-сажарочное, ремонтно-механическое и ремонтные; 10 — вспомогательные помещения; 11 — стойка самонапряженного оборудования; 12 — вентиляционная камера; 13 — топливный пункт; 14 — турбокомпрессорная; 15 — трансформаторная подстанция; 16 — распределительное устройство; 17 — котел; 18 — помещения для водяных машин

Грузовые стволы располагают на основной или вспомогательной площадке рудника (как правило, в узвке с ремонтными и складскими помещениями, компрессорной и калориферной установками).

На рис. 1.19 показаны примеры блокировки надшахтных сооружений у грузового ствола, по которому осуществляют спуск самоходного оборудования и подачу большого количества свежего воздуха в рудники по специальному каналу (см. рис. 1.19, а) или через надшахтное здание (см. рис. 1.19, б). Для обеспечения стабильности проветривания и избежания остановки вентилятора главного проветривания во время доставки самоходных машин к стволу и их спуска помещение грузового ствола выполнено герметичным, а сообщение осуществляется через шиловую камеру. Конструктивное решение этого узла изображено на рис. 1.20. Надшахтные сооружения включают ремонтные и складские помещения, калориферную установку с тепловым пунктом, турбокомпрессорную станцию и другие помещения. Портал наклонного съезда, по которому доставляют самоходные машины и оборудование в подземные выработки, размещают обычно на основной промплощадке вблизи блока съезов, а с АБК соединяют теплым переходом. Иногда при реконструкции рудников возможно размещение портала съезда за пределами промплощадки.

Через вспомогательные стволы, выполняющие функции разведочно-эксплуатационных или закладочных шахт, могут производиться горно-подготовительные работы в период строительства рудника. Местоположение стволлов выбирают с учетом их функций вблизи рудной залежи в узвке с закладочным комплексом. Стволлы оборудуют клетевой, а иногда и склюповыми подъемными установками для выдачи породы.

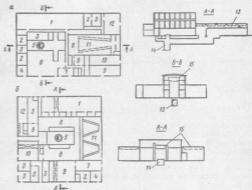


Рис. 1.19. Схемы надшахтных сооружений у грузового ствола с подачей в него свежего воздуха по каналу (а) и через надшахтное здание (б): 1 — турбокомпрессорная; 2 — шиловая камера; 3 — вспомогательные складские и прочие помещения; 4 и 4' — соответственно склады противопожарных материалов и оборудования; 5 — помещение грузового ствола; 6 — трансформаторная подстанция; 7 — вентиляционная камера; 8 — механические мастерские; 9 — склад материалов; 10 — калориферная; 11 — распределительное устройство; 12 — вентиляционный канал; 13 — грузовой ствол; 14 — кран грузоподъемностью 10—15 т

Вентиляционные воздуховыводящие стволы располагают, как правило, на флангах месторождения и блокируют с вентиляторными установками главного проветривания. При устройстве в стволах запасного выхода их оборудуют механизированными подъемниками, надшахтные здания в этих случаях выполняют герметичными (рис. 1.21). Использование скважин для спуска строительных материалов, закладочных смесей, взрывчатых веществ и горюче-смазочных материалов в подземные выработки позволяет разгрузить стволы, а иногда и сократить их число. Расположение скважин определяется генеральным планом с учетом выполняемых функций и положением горных выработок. Диаметр скважин 250—300 (до 500) мм, глубина 300—600 м.

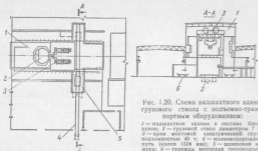


Рис. 1.20. Схема пневматического вала с подземно-транспортным оборудованием:

1 — пневматическое колесо в системе блока вала; 2 — грузовой ствол диаметром 7 м; 3 — яма шестовой, электротехнической грузоподъемностью 40 т; 4 — раскатывающий путь (колеса 1024 мм); 5 — шахловая камера; 6 — тележка, моторная грузоподъемностью 60 т.

Схема комплекса сооружений для приема и перепуска строительных материалов в подземные горные выработки через скважину изображена на рис. 1.22.

Строительные материалы транспортируются самосвалами в помещение для приема и разгружаются через грохот в приемный бункер. Затем вибропитателем они доставляются к приемной поронке и через скважину перепускаются в подземный бункер. Для контроля и регулирования количества материалов в бункере проходят специальные выработки и устанавливаются изотопные датчики.

Для погрузки строительных материалов в подземные транспортные средства у бункера устраивают полук и устанавливают секторный затвор.

Схема комплекса сооружений для перепуска в подземные выработки горюче-смазочных материалов (ГСМ) по скважине изображена на рис. 1.23.

Разгрузка машины в склад осуществляется через распределительный коллектор с задвижками и дыхательными клапанами. Топливо попадает в приемные емкости — резервуары камеры тарного хранения. Кроме этой камеры в помещении склада размещены станины пожаротушения, камера контрольно-измерительных приборов и автоматов, вытяжные камеры.

С поверхностного склада по трубопроводам горюче-смазочные материалы подаются в подземный заправочный пункт самотексом.

Склад на поверхности не требует постоянного присутствия в нем персонала. Обслуживание склада заключается в приеме топлива из автоцистерн, в периодических проверках его наличия в резервуарах и технического состояния оборудования, а также в профилактическом обслуживании и ремонте.

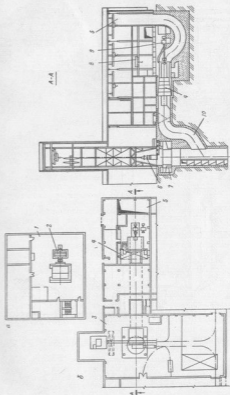


Рис. 1.21. Схема вала пневматической машины (а) и пневматического вала с вентиляционной установкой (б):  
1 — пневматическая машина; 2 — горюче-смазочные материалы; 3 — резервуары; 4 — контрольно-измерительная станция; 5 — датчик; 6 — вытяжная камера; 7 — датчик; 8 — датчик; 9 — датчик; 10 — датчик.

Показания о количестве ГСМ в резервуарах склада выносятся на щит контрольно-измерительного прибора (КИП). Прием ГСМ в каждый резервуар производится через свое сливное устройство.

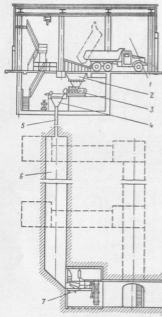


Рис. 1.22. Схема сооружения для перекуса стройматериалов в подземные выработки:

1 — пункт разгрузки; 2 — бункер; 3 — установка; 4 — привозная воронка; 5 — сливная воронка диаметром 200 мм; 6 — подвешенный бункер диаметром 2500 мм; 7 — пункт загрузки с выворотным затвором

В складе имеются резервуары для дизельного топлива и для трех видов масел.

Масла поступают с базы снабжения требуемой температуры, поэтому в холодное время года они не подогреваются в резервуарах, так как последние установлены в отапливаемом помещении, а приемные и подающие трубопроводы теплоизолированы.

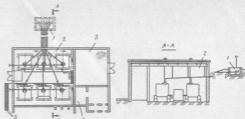


Рис. 1.23. Схема склада ГСМ у топливно-пропускной скважины:

1 — сливной пункт; 2 — склад ГСМ; 3 — склад песка/гравия; 4 — вентиляционная камера; 5 — трубопроводы к скважине

## 1.2.2. Примеры компоновки сооружений промышленных площадок

Компоновка поверхностных сооружений шахты № 65 осуществлена по технологическому принципу, в частности, все ремонтные и складские службы объединены в один блок, надшахтное здание грузового ствола сблокировано с calorиферной и воздухозаборной башней (рис. 1.24).

При строительстве башенного копра шахты № 65 учтен опыт построения копров шахт № 55 и 57. Новыми прогрессивными решениями являются:

отделение погрузочных бункеров от копра, что обеспечило независимую работу сооружений различной пространственной жесткости, а также их параллельное возведение;

осуществление строительства здания копра в плане в виде двух прямоугольников (один внутри другого), жестко связанных между собой ригелями-диафрагмами, бетонирование которых производилось без устройства отверстий в них;

применение ригелей-диафрагмы, что упростило устройство перекрытий.

По-новому запроектирован комплекс подъема ствола шахты № 65-бис. Традиционная конструкция копров при одноканальном подъеме предусматривает устройство укосины для восприятия больших горизонтальных усилий, прилагаемых к копру на уровне подкивной площадки. Принятое в проекте и осуществленное на практике решение о включении в конструкцию копра бункера для руды, уравновешивающей горизонтальные нагрузки, позволило не устраивать укосину, вследствие чего получена экономия стального проката.

При конструировании копра решены вопросы механизации доставки и монтажа копровых шкивов, замены и инспекции футеровочных плит в цилиндрических бункерах. Доставка обслужива-

юшего персонала на все технологические этапы копра осуществляется лифтом.

Впервые в отечественной практике на шахте № 65 применена конструкция башенного копра с установкой трех подъемных машин на одной площадке, что позволило сократить строительный объем копра на 10% по сравнению с традиционным размещением машин

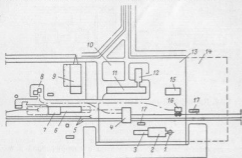


Рис. 1.24. Схема расположения сооружений на площадке шахты № 65:

1 — воздуховодная труба; 2 — калориферная установка; 3 — кадрильное кольцо грузовой ствола; 4 — башенный копер ствола шахты № 10; 5 — подъемные железнодорожные пути; 6 — ремонтный цех; 7 — складские помещения; 8 — станция очистки пылевоздушной смеси; 9 — трансформаторная подстанция и распределительное устройство; 10 — здание вращающихся; 11 — административно-бытовой комбинат; 12 — столовая; 13 — стоянка машин; 14 — термобудка; 15 — здание подъемных машин ствола шахты № 65-бис; 16 — ковер с бураками вспомогательного ствола шахты № 65-бис; 17 — станция для обработки железнодорожных вагонов

на двух отметках. Кроме того, используется один мостовой кран (вместо двух) грузоподъемностью 30 т и высотой подъема, равной 100 м, для монтажа и обслуживания трех подъемных машин. Размещение систем охлаждения приводных двигателей непосредственно под перекрытием машинного зала сократило до минимума длину вентиляционных коробов, дало возможность рационально расположить вентиляторные установки и воздухоохладители, более полно использовать строительный объем копра. Преобразовательные агрегаты также установлены на одной общей площадке с максимальным приближением к электроприводам, что сократило число кабельных отсеков в копре, уменьшило длину токоведущих шин и кабелей.

**Компновка поверхностных сооружений Анненского рудника.** Генеральным планом компоновка сооружений определена с учетом горно-технических условий и схемы вскрытия, т. е. расположения скиповых, клетевых и грузовых стволов и зонирования сооружений основного производственного, административно-быто-

вого и вспомогательного назначения, а также условиями транспортной (железнодорожной и автомобильной) связи и существующими транспортными коммуникациями рудничной площадки. На основной площадке (рис. 1.25) размещены следующие соору-

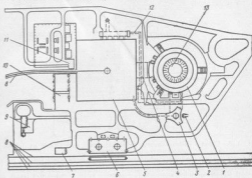


Рис. 1.25. Схема расположения производственных зданий и сооружений на площадке главных стволов Анненского рудника:

1 — административно-бытовой комбинат круглой формы; 2 — сортир надвального съезда; 3 — башенный копер клетевых стволов; 4 — воздуховодный каяв; 5 — блок связи с грузовой железнодорожной веткой; 6 — башенный копер скиповых стволов; 7 — складная обработка вагонов; 8 — станция очистки пылевоздушной смеси; 9 — складские помещения; 10 — стартовая кровельная установка; 11 — электроподстанции с расширительными устройствами; 12 — яма для прокладки коммуникаций; 13 — воздвообразная башня

жения: копер скиповых стволов № 1 и 2 с бункерами руды и породы, копер клетевых стволов, блок цехов (надшахтное здание грузового ствола, калориферия, электроподстанция, турбокомпрессорная, насосная станция обратного водоснабжения, ремонтно-механическая мастерская, гараж автомашин и автопогрузчиков, склады оборудования и противопожарных материалов, пост электрической централизации), административно-бытовой комбинат со столовой, воздуховодная башня, портал наклонной выработки.

Кроме перечисленных основных сооружений на площадке размещается ряд сооружений вспомогательного назначения. На площадках вентиляционных стволов, расположенных на флангах месторождения, размещены вентиляционные установки главного проветривания в блоке с герметичными надшахтными зданиями и сооружениями закладочных комплексов, стволы оборудованы вспомогательными подъемными.

**Компновка поверхностных сооружений рудника «Октябрьский».** Поверхностные сооружения рудника размещаются на четырех обо-

собленных площадках, связанных между собой автомобильными дорогами и инженерно-техническими коммуникациями.

Месторасположение площадок определено схемой вскрытия месторождения, а также геологическими и топографическими условиями местности.

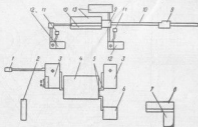


Рис. 126. Схема расположения промышленных сооружений на основной площадке рудника «Остибский»:

1 — галерея с вагоноразборочным; 2 — гараж; 3 — надшахтное здание клетевых столов № 1 и 2; 4 — административно-бытовой комбинат; 5 — вентиляционная галерея; 6 — столовая; 7 — электростанция; 8 — турбокомпрессорная; 9 — перегрузочные ульи; 10 — транспортная галерея; 11 — вентиляторные установки; 12 — башенные коперы в надшахтных зданиях склеповых столов № 1 и 2; 13 — склады сырья

На основной площадке (рис. 1.26) размещаются административно-бытовой комбинат, столовая, надшахтное здание клетевых столов № 1 и 2, здание подъемных машин, главная понизительная подстанция, гараж в блоке с пожарными баками и турбокомпрессорная.

К башенному копру клетеного стола примыкает надшахтное здание, в котором размещены электроподстанция, calorиферная с вентиляторами ВОЦГ 3, 6, комплекс для обмена вагонов на отметке 0,0 м, отделение подготовки и смены навески канатов, теплоцентр, склад противопожарных материалов и другие сооружения. Для обеспечения выдачи породы к надшахтному зданию построена галерея с круговым опрокидывателем.

На этой же площадке размещаются копер и надшахтное здание скипового стола № 1 и 2.

Для монтажа и обслуживания оборудования в копре установлена мостовая кран грузоподъемностью 50 т. В надшахтном здании, где производится смена и навеска канатов, размещены подстанция и помещения для подготовки и хранения канатов. Здесь же помещены вентиляторные установки и комплекс сооружений по перегрузке руды с ковшевыми галереями, идущими к обогащательной фабрике, и два склада руды с железнодорожными путями,

На площадке вспомогательных столов (рис. 1.27), спланированной в соответствии с отметками подъездных железнодорожных путей, размещается комплекс сооружений вспомогательно-скипового стола, состоящий из надшахтного здания и здания подъемных машин. К надшахтному зданию вспомогательно-закладочного стола примыкают блок цехов и помольно-смесительное отделение закладочного комплекса. Склад сырья и дробильное отделение располжены обособленно.

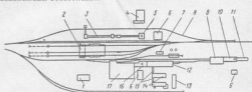


Рис. 1.27. Схема расположения производственных зданий и сооружений на вспомогательной площадке рудника «Остибский»:

1 — дробильное отделение; 2 — склад сырья; 3 — склад ГСМ с рефрижераторами и сливной вышкой; 4 — головная и открытый склад руды; 5 — головная понизительная подстанция; 6 — копер и надшахтное здание вспомогательно-скипового стола; 7 — здание подъемных машин; 8 — склад ГСМ с рефрижераторами и сливной вышкой; 9 — ремонтно-механический цех; 10 — копер и надшахтное здание грузового стола; 11 — calorиферная; 12 — блок цехов; 13 — столовая; 14 — здание административно-бытового комбината; 15 — вентиляционная галерея; 16 — копер и надшахтное здание вспомогательно-закладочного стола; 17 — помольно-смесительное отделение

Административно-бытовой комбинат соединен теплыми переходами со столовой и блоком цехов. Ремонтно-механический цех облокирован с копром и надшахтным зданием грузового стола, что создает определенные удобства при обслуживании и ремонте самоходных машин и их транспортировании.

Площадки вентиляционных столов № 1, 2, 3 расположены обособленно севернее площадки вспомогательных столов.

На площадках располагаются копры и надшахтные здания вентиляционных столов, вентиляторные установки, здания пожарных баков, административно-бытовые помещения.

Компоновочные схемы зданий и сооружений предусматривают компактность объемно-планировочных решений и преимущественное применение сборных конструктивных элементов.

Компоновка сооружений на руднике «Северный». Портал вскрыша съездов расположен вблизи промплощадки карьера у обогащательной фабрики (рис. 1.28). Вентиляторная установка главного проветривания и закладочный комплекс размещены у вентиляционного восстающего в центре рудного поля на борту карьера. Административно-бытовой комбинат находится у главного корпуса обогащательной фабрики. Таким образом, единой площадкой промсооружений на руднике нет, что вызвано спецификой расположения месторождения и наличием комбината вблизи основной промплощадки [40].



Компоновка сооружений на промплощадке рудника «Шалки». Из рассмотренных вариантов компоновки промплощадки принят наиболее оптимальный, отличающийся следующими прогрессивными решениями:

возможностью одновременного строительства основных зданий и сооружений и прохода шахтных стволов, что сокращает сроки строительства шахты и ввода рудника в эксплуатацию;

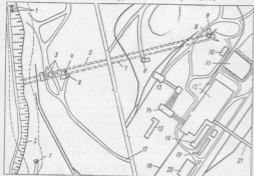


Рис. 1.28. Схема расположения основных сооружений рудника Северный: 1 — фланговое вентиляционное устройство; 2 — боре карьера; 3 — заводской комплекс; 4 — вентиляционно-закладочный комплекс; 5 и 7 — соответственно парковочная и грузовая площадки; 6 — вентиляционная установка главного проветривания с вентилятором ВВД-30; 8 — вентиляторы для проветривания выделочных стволов; 9 — портал; 10 — склад руды; 11 — рудный отвал; 12 — главный корпус обогатительной фабрики; 13 и 14 — соответственно корпуса круглого и среднего приближка; 15 — конторская; 16 — административно-бытовой корпус; 17 — автодорога; 18 — железная дорога; 19 — здание управления комбината; 20 — ремонтно-механический цех; 21 — галерея

использованием части помещений цехов (калориферная, электроподстанция, турбокомпрессорная, склады оборудования и противопожарных материалов) на период проходки, что позволяет сократить затраты на строительство временных сооружений; максимально возможной блокировкой сооружений промплощадки с четким выражением зонирования, что резко сокращает протяженность технологических и инженерных коммуникаций.

Здания и сооружения рудника располагаются на основной и вспомогательной промплощадках.

На основной промплощадке (рис. 1.29) размещаются поверхностные сооружения скипового ствола, склады оборудования и клетового ствола, а также вспомогательные объекты и сооружения, необходимые для эксплуатации подземного рудника и ремонта горно-транспортного оборудования.

В едином блоке запроектированы копер клетового ствола, отделение подъемной машины клетового ствола и грузовой лебедки, ремонтные и электроремонтные мастерские, склад, калориферная, турбокомпрессорная, распределительное устройство, кузнечно-сва-

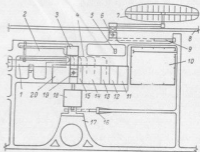


Рис. 1.29. Схема расположения производственных зданий и сооружений на основной промплощадке рудника «Шалки»:

1 — автоматизированный склад цемента; 2 — открытый складка склада оборудования и материалов с колесным краем; 3 — водопитие дымки блока цехов клетового ствола; 4 — подъемная путя; 5 — трапезки; 6 — шахта «Свинолов»; 7 — рудный склад руды; 8 — железная дорога; 9 — транспортная галерея с проходным бункером; 10 — электроподстанция; 11 — распределительные устройства; 12 — турбокомпрессорная; 13 — вспомогательная помывочная; 14 — ремонтная мастерская; 15 — калориферная; 16 — портал автогравитационной выработки; 17 — автодорога; 18 — административно-бытовой корпус; 19 — шахта «Светленка»; 20 — склад

рочное и механическое отделения, тепловой пункт, стоянка самоходного оборудования, а также административно-бытовой корпус, диспетчерский пункт, столовая на 300 мест и здравпункт.

Башенный копер скипового ствола с подъемной машиной и рудными бункерами размещен в восточной части промплощадки и наиболее приближен к месторождению. К юго-востоку от башенного копра располагается резервный склад руды.

Блок цехов клетового ствола находится в центре промплощадки со стороны главного въезда. К западу от блока цехов располагается административно-бытовой корпус. Эти два здания связаны между собой теплым переходом.

Перед административно-бытовым корпусом и блоком цехов предусматриваются площадка для высадки и посадки рабочих в машины и их доставка к месту работы. Открытая стоянка индивидуальных автомобилей и зона отдыха со сквером. Непосредственно к блоку цехов примыкает открытая электроподстанция 220/10/6 кВ.

Устье наклонного съезда, по которому будет производиться доставка людей, оборудования и материалов в подземные выработки, сооружается вблизи административно-бытового комбината.

В северной части площадки со стороны ввода железнодорожных путей расположены склад горюче-смазочных материалов, автоматизированный склад цемента, открытый склад оборудования и леса с козловыми кранами, а также гараж на 50 автомашин, заправочный пункт и открытая стоянка.

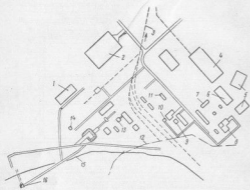


Рис. 1.30. Схема расположения производственных зданий и сооружений на промплощадке Гайского рудника:

1 — дом по ремонту самоходного оборудования; 2 — гараж; 3 — железнодорожный путь и обогатительная фабрика, ТЭЦ и РММ; 4 — склад ГСМ; 5 — электростанция; 6 — ванта «Среднегорнокаменная»; 7 — административно-бытовой комплекс; 8, 9 и 10 — соответственно шахты «Эксплуатационная», «Летовая» и «Скляковская»; 11 — конвейер; 12 — трапезная шахты «Южная вентиляционная»; 13 и 14 — совместно шахты «Завалочная» с комплексом сооружений «Южная вентиляционная»; 15 — контур карьера; 16 — чаловый съезд

На вспомогательной промплощадке шахты «Выдачная» («Вентиляционная») размещаются ковер с надшахтным зданием, породный бункер и бункер недробленной руды, здание подъемных машин, погрузочный бункер руды и вентиляторная установка. На вспомогательной площадке размещаются также трубо-кабельный востоящий и ствол шахты «Разведочная».

Комплексовка сооружений на Гайском руднике. Промплощадка рудника расположена в непосредственной близости от действующего карьера, а обогатительная фабрика, ТЭЦ, ремонтно-механические мастерские (РММ) — в некотором отдалении от него. Используются все виды внутриплощадочного транспорта — железнодорожный, автомобильный и конвейерный. Выделяются складочный комплекс со стволем, сооружения шахт «Эксплуата-

ционная» и «Скляковская». Первоначально рудник запроектирован и построен без учета применения самоходного оборудования, которое внедрено позже при реконструкции. Дополнительно построено депо по ремонту оборудования, расположенное обособленно (рис. 1.30), и пройден наклонный съезд из карьера.

Рассмотренные примеры компоновки сооружений в разной степени отвечают условиям эксплуатации самоходных машин. В наибольшей мере они учтены на шахтах Джезказганского и Норильского ГМК. Почти на всех действующих предприятиях самоходная техника внедрялась в условиях реконструкции, что сказалось на отсутствии единства компоновочных решений и блокировки сооружений.

### 1.3. ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ И ПОДЪЕМ РУДЫ НА ПОВЕРХНОСТЬ

Для рассмотренных в разд. 1.1. примеров вскрытия и подготовки месторождений характерна комбинированная схема транспортирования и подъема руды, а именно: в панелях (блоках) и на добычных горизонтах применяют автосамосвалы и погрузочно-доставочные машины, а на концентрационных горизонтах — рельсовый электровозный транспорт.

Выдача руды во всех случаях осуществляется шахтным скиповым подъемом в вертикальных стволах.

Такая схема представляется наиболее рациональной для большинства месторождений цветных металлов.

Данные технико-экономического анализа вариантов транспортирования руды на 1 км рельсовым и безрельсовым транспортом (применительно к одному из рудников) приведены ниже.

Транспорт . . . . .	Дизельво Д-8 (электровоз ГЭР, вагоны БТ-4)	МаАЗ-6401
Затраты на строительство сооружений и оборудование, млн. руб. . . . .	40	52
Затраты на транспортирование 1 т руды, руб. . . . .	3	4,55
В том числе:		
на амортизацию оборудования . . . . .	0,07	0,39
на затраты на эксплуатацию . . . . .	0,09	0,35
на текущий ремонт . . . . .	0,02	0,14
на логирование горно-капительных работ . . . . .	2,82	3,67

Как видно из технико-экономического анализа, преимущества безрельсового транспорта не выявлено.

Аналогичные результаты получены при сравнении различных видов подземного транспорта (при производительности 500 тыс. т/год и сроке службы 15 лет) на рудниках фирмы «Оутокумпу» (Финляндия) (рис. 1.31).

Технико-экономическая оценка различных видов транспортирования и подъема руды выполнена при проектировании вскры-

тия нижних горизонтов Миргалмсайского месторождения, причем были рассмотрены четыре варианта.

I вариант — вскрытие посредством углубления существующих стволов шахт «Скиповая» и «Клетевая». Скиповой ствол оборудован двухскиповым подъемом со скипами вместимостью 17 м<sup>3</sup> и комбинированным подъемом со скипом вместимостью 3,1 м<sup>3</sup> (для породы) и инспекторской клетью. Высота подъема составляет 818 м, скорость — 10 м/с.

Клетевой ствол выполняет вспомогательные функции. Достоинства варианта: исключается ступенчатая схема вскрытия, не требуется увеличения численности обслуживающего персонала, отсутствует необходимость в приобретении дополнительного оборудования.

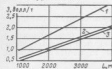


Рис. 1.31. Графики зависимости общих затрат Г от расстояния транспортирования L при использовании самоходных машин (1), реального транспорта (2) и лебточного конвейера (3) (при угле наклона 15,5°)

углом наклона 12° и площадью поперечного сечения 15,6 м<sup>2</sup>. Применяют конвейер 2ЛУ-120 с шириной ленты 1200 мм, скоростью движения 3,15 м/с и производительностью 1200 т/ч. Достоинства варианта состоят в том, что сооружение наклонной галереи и монтаж оборудования не влияют на работу рудника и основных подъемов.

IV вариант — вскрытие слепой шахтой, ствол которой диаметром 6,5 м оборудован двухскиповым подъемом со скипами вместимостью 7,5 м<sup>3</sup> каждый и подъемной машиной 2Ц-5×2,4.

Достоинства варианта: возможность последующего углубления и вскрытия нижних горизонтов, отсутствие необходимости строительства второго дробильного комплекса.

Результаты сравнения вариантов вскрытия приведены в табл. 1.6, откуда видно, что затраты на вскрытие вариантом II максимальные, второе место по величине затрат занимает вариант I, третье — вариант III, а наиболее экономичен вариант IV.

Таким образом, использование самоходных машин для транспортирования руды по сравнению со скиповым и конвейерным подъемом не имеет экономических преимуществ и может быть оправдано лишь при определенных условиях.

Технико-экономическая оценка указанных видов оборудования

Таблица 1.6

Показатели	Вариант			
	I	II	III	IV
Глубина вскрытия, м	290	200	170	312
Объем горно-капитальных работ, тыс. руб.	65 086	170 020	56 340	54 850
Затраты на горно-капитальные работы, тыс. руб.	8364	13 290	6458	4661
Продолжительность строительства, лет	4	4	4	3
В том числе до пуска рудного подъема	4	2	3	1,5
Затраты на оборудование и механизмы, тыс. руб.	650	1500	600	350
Углубление численности обслуживающего персонала в сравнении с вариантом I	—	50	25	20
Ословый фонд заработной платы дополнительного персонала, тыс. руб.	—	150	75	60

для подъема руды, выполненная для рудников фирмы «Оутокумпу» (Финляндия), подтверждает этот вывод (рис. 1.33).

Как видно из приведенных графиков, затраты на транспортирование самоходными машинами при увеличении высоты подъема изменяются по параболической кривой, тогда как при конвейерном и скиповом подъемах они близки к прямолинейной зависимости.

С увеличением срока службы преимущества скипового и особенно конвейерного подъемов по сравнению с транспортированием самоходными машинами возрастают, что объясняется экономией за счет эксплуатационных расходов, которых при автотранспорте больше.

Преимущества транспортирования самоходными машинами реализуются лишь при относительно небольшой глубине разработки и ограниченных запасах (например, рудник «Аллиан» (Канада)), что подтверждается также практикой отечественных рудников, осуществлявших вскрытие локальных блоков (Миргалмсайский рудник), а также при использовании троллейвозного транспорта большой грузоподъемности.

Например, неплохие расчетные показатели получены при применении дизель-троллейвоза на базе автопоезда АШ-75 конструкции НИПИГорша на глубину вскрытия 500 м, расстояния транспортирования 5,3 км под углом наклона 6° и условной расчетной производительности 2400 т/смену.

Техническая характеристика дизель-троллейвозного автопоезда

Грузоподъемность, т	75 (5×15)
Число вагонов в поезде	5
Вместимость кузова, м <sup>3</sup>	6,3
Мощность, кВт:	
дизель	2×140
генераторов	2×215
приводных электродвигателей колес	12×45
Расчетная скорость движения, км/ч	16

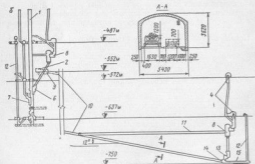
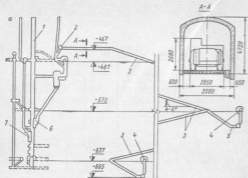


Рис. 1.32. Схемы вскрытия нижних горизонтов Маргалитсайского месторождения наклонным штормом (а) и конвейерной галереей (б):

1 — спод шалты «Синеван-Глубокая»; 2, 4 и 5 — соответственно камеры разгрузки руды, разгрузочные с круглыми открывающими и для загрузки автосамосвалов; 3 — наклонный шторм; 6 и 7 — соответственно рудника и порода донаторных; 8 — дробилка; 9 — камера правого конвейера; 10 — конвейерная галерея; 11 — рельсовая выработка; 12 — автосамосвал; 13 — бункер дробовой руды; 14 — камера загрузки ленточного конвейера; 15 — насосная станция

Габариты, мм . . . . . 36 000×2200×2000  
 Радиус поворота, м . . . . . 15  
 Максимальная площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup> . . . . . 12

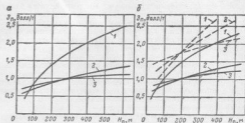


Рис. 1.33. Графики зависимости затрат  $Z_0$  от высоты подъема руды  $H_n$  при годовой производительности 500 тыс. т. (а) и 300 тыс. т. (б), различных сроках службы рудника (пунктирные линии — 5 лет, сплошная — 20 лет) и при применении различных видов подъема:  
 1 — автосамосвалы; 2 — ленточные конвейеры; 3 — скиповый подъем

Показатели транспортирования руды с применением дизель-троллейбуса на базе АШ-75 в сравнении со скиповым подъемом и рельсовым транспортом приведены ниже\*.

Оборудование . . . . .	Скиповый подъем и рельсовый транспорт	Дизель-троллейбус на базе АШ-75
Число автопоездов . . . . .	—	6
электропоездов . . . . .	7	—
Объем горно-капитальных работ, тыс. м <sup>3</sup> . . . . .	462	434
Капитальные затраты, млн. руб. в том числе на оборудование . . . . .	122 6,5	104 6,7
Численность рабочих, занятых при транспортировании и подъеме смеси	103	75
Средняя производительность труда рабочего, т . . . . .	91	124
Затраты на транспортирование 1 т руды, руб. . . . .	5,46	5,54
Экономический эффект за счет сокращения капитальных затрат, млн. руб. . . . .	—	2,5

\* Расчеты выполнены инж. А. Г. Ветчинкиным.

## 2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Развитие и совершенствование систем разработки в значительной степени зависит от прогресса в области конструирования и создания новых видов оборудования, который, в свою очередь, определяется не только общим развитием машиностроения, но и изменяющимися со временем горно-техническими условиями (глубины разработки и т. д.) и прогрессивными тенденциями в области технологии добычи, в частности требованиями рационального использования недр, охраны окружающей среды и другими факторами.

Наличие в прошлом ограниченных средств механизации бурения (шарошечный и пневмоударный станки, перфораторы) и доставки (скреперные лебедки) предопределило широкое развитие систем с массовым обрушением руды, недостатком которых являются относительно низкие показатели извлечения руды и металла, а также нарушение окружающей среды.

К настоящему времени удельный вес этих систем, а также камерно-столбовой системы (в связи с ростом потерь руды в целиках) существенно сократился и развитие получают системы с закладкой выработанного пространства.

Удельный вес систем разработки при подземной добыче руд цветных металлов (%) приведен ниже.

С открытым выработанным пространством (камерно-столбовая и др.) . . . . .	32
С закладкой выработанного пространства (сплошная загрузка, штучно-камерная) . . . . .	25
С обрушением вмещающих пород (штучного и залаточного обрушения) . . . . .	38
Комбинированные . . . . .	5

Широкому внедрению добычи руды с закладкой выработанного пространства способствовало создание новых видов оборудования, главным образом самоходных буровых и погрузочно-доставочных машин, а также освоение доставки закладочных смесей с применением гидротранспорта.

Разработка и изготовление в нашей стране и за рубежом комплексов высокопроизводительных самоходных машин на пневмо-клевном ходу с индивидуальным, в том числе дизельным, приводом, пригодных для эксплуатации в подземных условиях, создали новые возможности для совершенствования систем разработки.

Модернизация коснулась не только процессов отбойки и доставки руды, но и конструктивного выполнения систем: схем подготовки, размеров и форм сечений, выработок, вентиляции, причем основными факторами эффективного применения самоходной техники являются обеспечение мобильности ее использования, т. е. создание соответствующего фронта работ, а также оператив-

ная связь с забоями и пунктами технического обслуживания и ремонта машин.

Указанная задача решается в зависимости от горно-технических условий, однако можно выделить и общие положения применительно к месторождениям горизонтального, наклонного и крутонаклонного залегания.

### 2.1. РАЗРАБОТКА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГИХ ЗАЛЕЖЕЙ

Использование самоходных машин при разработке горизонтальных и пологих (до 20°) залежей наиболее широко распространено в отечественной и зарубежной практике.

Этому благоприятствуют относительно большие размеры очистных панелей и забоев, позволяющих применять крупногабаритные машины большой мощности, широкий фронт работ и отсутствие в большинстве случаев наклонных съездов.

Наряду с такими традиционными системами, как камерно-столбовая и панельно-столбовая с оставлением рудных целиков, получают распространение камерные системы с двухстадийной выемкой и закладкой выработанного пространства и системы с обрушением кровли, а также системы со сплошной выемкой, камерные и слоевые с восходящим, нисходящим и комбинированным порядком выемки слоев. Такое разнообразие вариантов предопределяется выемочной мощностью, устойчивостью вмещающих пород, ценностью руды, требованиями охраны поверхности и в меньшей степени применяемым оборудованием. Рассмотрим принципиальные особенности указанных систем.

#### 2.1.1. Камерно-столбовая система с оставлением рудных целиков

Систему применяют преимущественно для отработки горизонтальных или пологих рудных залежей мощностью от 3 до 18 м в относительно устойчивых вмещающих породах.

Обширные залежи подготовливают и разрабатывают панелями, ширина которых принимается от 15 до 150 м. Между ними оставляют панельные (барьерные) целики шириной до 15 м, в этом случае систему называют панельно-столбовой. Ширина камер колеблется от 6 до 20 м, а при весьма устойчивых породах кровли — до 25 м.

Рудные залежи мощностью до 8 м обрабатывают сплошным безуступным забоем (рис. 2.1), от 8 до 18 м — уступным забоем с верхней подсечкой (почтупуступая выемка), причем параметры расположения целиков остаются без изменения, но увеличивается их диаметр.

Отбойку руды осуществляют мелкими шпурями диаметром 42—45 мм и глубиной 3,5—4 м, вруб вертикально-клиновой или прямой с центральной назаряженной скважиной.

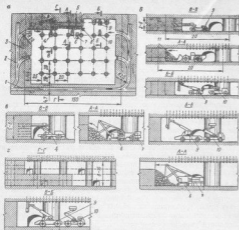


Рис. 2.1. Панельно-столбовая система разработки.

a — план панели; б, в и г — размеры панели с компоновкой оборудования при мощности забоя соответственно 12—16, 16—18 и 18—20 т/с; 1, 2 и 3 — соответственно тракторный, панельный и вентиляционный штреки; 4 — буровый станок; 5 — бутылочная установка; 6 — экскаватор; 7 — автосамосвал; 8 — буровое; 9 — установка для заварки кровельной проволоки; 10 — вагон для обхода кровли; 11 — погрузочно-доставочная машина

Основные показатели для руды с  $f=12-16$  при площади забоя 80—100 м<sup>2</sup> в зависимости от типа вруба приведены ниже.

Тип вруба . . . . .	Вертикально-клеваный	Четырехсекционный призматический
Коэффициент использования шпуров, доли единицы . . . . .	0,6—1,7 (до 1)	0,9—0,95
Выход руды, м <sup>3</sup> /м . . . . .	1,08—1,2 (до 2)	1,4—1,6
Удельный расход взрывчатого вещества АС-6, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	1,2—1,4 (до 1)	0,9—1,0

Примечание. В сбойках движение при уступном забое.

Условия эксплуатации самоходных машин при этой системе достаточно благоприятны. Размеры камер позволяют использовать мощные машины с увеличенными параметрами, при этом пере-

шение их в панелях и на эксплуатационных горизонтах осуществляется своим ходом по спланированной почве, а относительно небольшие подъемы преодолеваются без затруднений.

Погрузка и доставка руды при этой системе осуществляются комплексами: погрузочная машина ПНБ-3Д — автосамосвал МоА3-6401 или экскаватор ЭП-1 — МоА3-6401.

Годовая производительность комплексов составляет 300—450 тыс. т. руды.

Технико-экономические показатели вариантов камерно-столбовой системы разработки на рудниках Джэзказганского ГМК

Вариант системы разработки . . . . .	Сложная без-ступенная вы-сика	Послойная пово-здушная выемка
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	20—27	15—25
Потери, % . . . . .	16—18	22—25
Разубожка, % . . . . .	6	4
Суточная производительность панели, м <sup>3</sup> . . . . .	200—250	400—500
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, м <sup>3</sup>	16—23	25—29

### 2.1.2. Камерно-столбовая система с обрушением кровли

Систему применяют для отработки залежей малой и средней мощности (до 4,5 м) с относительно невысоким содержанием металла в руде. Вмещающие породы средней устойчивости и устойчивые. По сравнению с камерно-столбовой системой с оставлением рудных целиков она позволяет снизить потери руды, а также затраты на поддержание кровли. В то же время при устойчивых породах возникают дополнительные трудовые затраты на искусственное обрушение налегающих пород.

Примером применения системы являются рудники «Любин» и «Польковиче» (ПНР).

Вскрытую залежь разрезают штреками на панели шириной 250—400 м и длиной 1000—1500 м. Параллельно фронту очистной выемки проходит с применением самоходных машин два ряда камер шириной 5 м, соединяемые между собой сбойками, с оставлением целиков размером 7×7 м (рис. 2.2).

По мере подвигания линии очистного забоя производят частичную выемку последнего ряда целиков, уменьшая их до размеров 1×7 м в плане. Одновременно взрывают не более двух целиков. После уборки руды и разбуривания кровли скважинами глубиной 10 м производят подрыв оставшихся целиков и кровли, вызывая частичное обрушение налегающих пород.

Потери руды составляют 5—8 %, суточная производительность панели 400—500 т, сменная производительность труда забойного рабочего 17—28 т [33].

В отечественной практике эту систему применяют на руднике «Глубокий» для обработки пологой (12–20°) залежи (рис. 2.3).

Выемку руды ведут заходками по простиранию с оставлением ленточных целиков, которые во вторую стадию выемки отсекают, оставляя столбчатые целики небольших размеров.

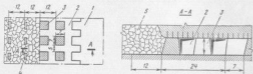


Рис. 2.2. Камерно-столбчатая система с обрушением кровли:

1 — рудный массив; 2 — камеры; 3 — рудный столб; 4 — торцевая часть целика при обрушении; 5 — обрушенная кровля

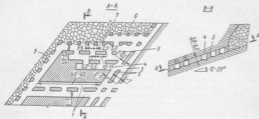


Рис. 2.3. Столбчатая система разработки с обрушением налегающих пород:

1 и 2 — соответственно спаренные транспортные и параллельно штрека; 3 — установка на транспортный штрек; 4 — очистная камера; 5 и 6 — соответственно удлиненный и уменьшенный целики; 7 — шпатель; 8 — дуплетно-всплывающий завалочный штрек (для отвода загроможденного воздуха)

По мере продвижения фронта очистной выемки их разбуривают и взрывают, вызывая обрушение налегающих пород, снижая тем самым опорное давление на целики. Потери руды составляют 6–8 %, разубоживание — 4 %, сменная производительность труда — 82 т/чел.

### 2.1.3. Камерная система с двухстадийной выемкой и закладкой

Систему применяют преимущественно для обработки мощных залежей ценных руд.

При устойчивых вмещающих породах предпочтительнее варианты с пребыванием людей и механизмов в очистной камере, что

позволяет сократить объемы горно-подготовительных работ. Однако требования к креплению и контролю за кровлей камер возрастают, что связано с применением специальных механизмов и дополнительных трудовых затрат.

При неустойчивых породах кровли и при большой мощности залежей (12–16 м) желательно исключить нахождение людей в очистной камере за счет полевой подготовки и проходы рудовыпускного днища или применения посплойной (в несколько приемов) отбойки и торцевого выпуска руды через перемещающуюся (в отступающем порядке) рудовыпускную шель под защитой временного козырька. В последнем случае на почве рудовыпускного штрека остается слой отбитой руды толщиной, примерно равной суммарной высоте штрека и козырька.

Параметры камер и целиков, а также их протяженность колеблются в пределах от 6 до 20 м по ширине и от 20 до 200 м по длине. Камеры при малых углах наклона почвы (до 5–6°) лучше располагать по падению, что способствует лучшему заполнению их закладкой и не препятствует работе машины. Однако при больших углах наклона почвы камеры ориентируют по простиранию или диагонально для того, чтобы облегчить работу машины и создать необходимый угол для растекания закладочного материала.

Ширину камер и целиков выбирают (как правило, одинаковую) с учетом устойчивости пород кровли и рудного массива. Однако в менее устойчивых рудах или для экономии закладочного материала высокой прочности в первую очередь вынимают камеры меньшей ширины, которые после затвердевания в них закладки выполняют роль поддерживающих целиков.

Примером такого решения является рудник «Керетти» (Финляндия), обрабатывающий пологую пластообразную залежь мощностью более 8 м (рис. 2.4). Камеры длиной 40–60 м, высотой до 20 м и шириной 8 м располагают вкrest простирания. Целики шириной 6 м вынимают в первую очередь и заполняют бетонной закладкой прочностью 1,7–2,2 МПа (в возрасте 28 дней) при расходе цемента 100–125 кг/м<sup>3</sup>. Через 3 мес. приступают к выемке камер. Отбойку руды ведут посредством одновременного взрыва 3–5 рядов нисходящих скважин диаметром 51 мм, л.в.с. равна 0,9–1,3 м. Крепление кровли анкерное из буровых ортов высотой 3,5 м. Транспортирование отбитой руды производят погрузочно-доставочными машинами типа ТОРО-250 и ТОРО-350.

Для закладки камер используют «хвосты» обогащения, которые подают по трубам диаметром 56–100 мм с поверхности. Руда содержит 3,5–4 % меди, 1 % цинка, 24–26 % железа и 23–25 % серы. Потери руды составляют 5 %, разубоживание — 10 %, годовая производительность рудника — 430 тыс. т, численность трудящихся — 480 чел., в том числе на добычных работах занято 193 чел., сменная производительность труда — 8,5 т/чел.

При ограниченной мощности залежи (до 4,5 м) и достаточно устойчивой кровле применяют [шахта «Любин» (ПНР)] системы

с гидравлической закладкой (рис. 25). Вскрытую залежь разрезают на панели шириной около 200 м с направлением разработки по падению. Выемку руды осуществляют в две стадии: сначала через 15 м вкrest пространных залежи нарезают камеры шириной 5 м понижу, а затем их расширяют до максимально возможных по устойчивости кровли размеров. Крепление кровли анкерное. Со стороны отработанного массива оставляют ограждающий целик шириной 1—2 м, руда в котором считается потерянной (5—8 %).

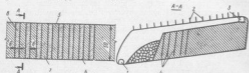


Рис. 24. Камерная система с двухстадийной выемкой и твердой закладкой: 1 и 2 — соответственно откаточный и закладочный штрек; 3 — анкерная кровля; 4 — вертикальные свайки; 5 — высечный бок; 6 — ледяной бок; 7 — камера; 8 — закладочная доска



Рис. 25. Камерно-стабовая система разработки с двухстадийной выемкой и гидравлической закладкой: а и б — соответственно первая и вторая стадии выемки; 1 — первичные камеры; 2 — закладочная; 3 — ограждающий целик

Рабочее пространство для передвижения самоходных машин обеспечивается за счет проходки двух рядов камер вдоль линии забоя и сбоек между ними. Закладку песком осуществляют секциями шириной 10 м между вторым рядом целиков и закладкой.

Достоинства варианта — использование дешевых закладочных материалов без применения вяжущих компонентов, относительно небольшие потери руды и сохранение поверхности от спадания [33].

Камерная система с двухстадийной выемкой и закладкой без нахождения людей в выработанном пространстве, применяемая на шахтах Джезказганского ГМК, изображена на рис. 26.

Первичные камеры обрабатывают с боковым выпуском, при этом погружено-транспортные выработки размещают в днинах смежных камер, а отбойку руды ведут из буровых штреков.

При отработке вторичных камер погруженные заезды не проводят, а отбойку и выпуск руды осуществляют из торца буродоставочных выработок.

В этом случае объем горно-подготовительных работ сокращается, однако усложняется процесс отбойки и выпуска руды. Потери руды имеют место в первом случае в динне блока, а во втором — в торце буродоставочных выработок.

Параметры камерной системы с двухстадийной выемкой и закладкой

Шарика панели, м	120—150
Длина панели, м	200—250
Шарика камеры, м	15,5—16
Высота камеры, м	18—30
Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup> :	
штреков	16,2
орты	16,5
погруженных выделов	12,2

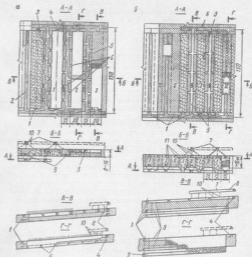


Рис. 26. Камерная система с двухстадийной выемкой и закладкой при мощности залежи 8—15 м (а) и более 16 м (б):

1 и 11 — рядовые камеры; 2 — откаточный штрек; 3 — погружено-доставочная выработка; 4 — твердая закладка; 5 и 6 — соответственно вентиляционно-закладочный штрек и орты; 7 — вентиляционные штрекы и высекы; 8, 9 и 10 — соответственно закладочные орты, штрекы и свайки; 11 и 12 — соответственно вентиляционно-буровые и буровые орты



При разработке месторождения указанной ранее системой применяют комплекс оборудования, состоящий из буровой установки СБУ-70, погрузочной машины ПНБ-4 и автосамосвала МоАЗ-6401.

Параметры буроварных работ при отбойке руды в камере при различных диаметрах скважин

Диаметр скважины, мм	52	105
Л. и с.	1,0	3,5
Расстояние между концами скважины в ведре, м	2,5	3,5
Глубина скважины, м	10—20	25—30
Число скважин в ведре	13	11
Мощность закладки, м	16	32
Выход негабарита, %	—	8—10

Основные технико-экономические показатели различных вариантов системы разработки

	Боковой	Торсовой
Выпуск руды		
Объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup>	50	65
Потери, %	7	5
Разубоживание, %	17	20
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, т	58	72

#### 2.1.4. Камерная система со сплошной выемкой и твердеющей закладкой

Систему применяют для отработки мощных залежей (~20—30 м) ценных руд, если стоимость дополнительно извлекаемого металла за счет сокращения потерь руды компенсирует затраты на закладку выработанного пространства. Вмещающие породы средней устойчивости и устойчивые.

По сравнению с двухстадийной выемкой эта система обладает преимуществом, так как для закладки используется материал относительно невысокой прочности, сокращаются потери руды и затраты на поддержание выработанного пространства из-за отсутствия необходимости возобновления работы на ранее отработанных перлычными камерами участка.

Вариант системы для отработки мощных горизонтальных залежей изображен на рис. 2.7 [46].

Подготовка залежи к отработке заключается в проведении панельных штреков, располагаемых на границах панели на уровне верхней и нижней подсеки. Подсеки выработки проходят в руде на контакте с вмещающими породами и располагают таким образом, чтобы на границе секций оставался ленточный целик.

Параметры системы: ширина панели 120—150 м, ширина секций (длина камер) 20—30 м, ширина камер-прироек 6—10 м, высота камер соответствует мощности рудного тела и равна 20—40 м.

Очистные работы производят в камерах, расположенных ступенчато, параллельно фронту очистной выемки. Разрушение массива и подача закладки осуществляются через выработку верхней подсеки. Погрузочно-доставочные орты в нижней подсеке соединяют через 80—120 м транспортным штреком с рудоспускком.

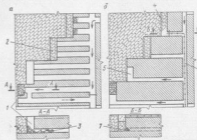


Рис. 2.7. Камерная система со сплошной выемкой руды и закладкой выработанного пространства:

1 и 2 — соответственно камеры в стадии погрузочно-транспортного и бурозакладочного горнотехнических работ; 3 и 4 — соответственно камеры в стадии очистки выемки и затвердевающей закладки; 5 — соответственно камеры в стадии погрузочно-транспортного комплекса; 6 и 7 — соответственно камеры в стадии подготовки закладки и подготовки; 8 — закладочный трубопровод; 9 — панельная выработка для отбойки руды

Сравнительные показатели камерных систем помещены в табл. 2.1 [34].

Таблица 2.1

Показатель	Камерно-столбовая с оставлением рудных скважин	Камера с сплошной закладкой и выемкой	
		двухстадий-	сплошной
Объем горно-подготовительных и взрывных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup>	20—25	58—65	58—87
Потери, %	19—25	5—5,6	5—8*
Разубоживание, %	6—7	7—9	5—10
Прочность закладки, МПа	—	8	2—2,5
Расход взрывчатого, кг/м <sup>3</sup>	—	260	120
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, т	42—65	40—58	30—50

\* При использовании выемки с дистанционным управлением — до 2 %.

Особенность камерной системы со сплошной выемкой для панельных залежей (рис. 2.8) заключается в том, что подготовку осуществляют диагональным съездом, пройденным под углом  $\beta$ .

Транспортно-доставочные выработки проводят в днищах камер, смежных с обрабатываемой камерой. Отбойку руды осуществляют из нижней рудовыпускной траншеи. Выемку в пределах панели производят в направлении по падению. При длине фронта панели 120 м вдоль нее размещаются от 2 до 4 камер длиной 60, 40 или

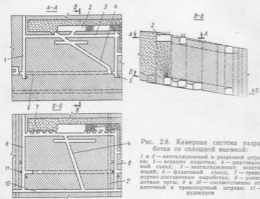


Рис. 28. Камерная система разработки со сплошной выемкой:

1 и 2 — вентиляционный и разрезной штрек; 3 — бортовая подставка; 4 — дрифтажный слой; 5 — вентиляционный слой; 6 — фланговый штрек; 7 — транспортно-доставочная выработка; 8 — разведочные штреки; 9 и 10 — соответственно откаточный и транспортный штрек; 11 — рудовыпуск

30 м и шириной 6—8 м. Диаметры скважин на отбойке составляют 52, 65, 80 и 105 мм, выход руды 3—5,5 м<sup>3</sup>/м, удельный расход ВВ 1,2—1,6 кг/м<sup>3</sup>.

#### Основные показатели системы со сплошной выемкой

Объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	58—87
Потери, % . . . . .	2—5
Разубоживание, % . . . . .	10
Годовая производительность панели, тыс. т . . . . .	300
Сменная производительность труда рабочего, т . . . . .	23—28

Помимо перечисленных, можно отметить следующие достоинства этой системы разработки: возможность совмещения буровых и погрузочно-доставочных работ в камере, независимость процессов закладки и очистной выемки, безопасность работ, а недостатком являются трудности при поддержании днища, особенно при бурении и отбойке руды из нижней подвески.

При использовании погрузочно-доставочных машин с дистанционным управлением эффективность работ при этой системе повы-

шается за счет сокращения потерь, и область применения системы может быть существенно расширена.

#### 2.1.5. Системы разработки со сплошной слоевой выемкой руды и закладкой выработанного пространства

Системы применяются для обработки ценных руд в сложных горно-технических условиях.

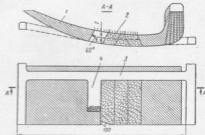


Рис. 29. Панельно-слоевая система разработки с гидравлической закладкой: 1 — вентиляционный штрек; 2 — выемка; 3 — панельный штрек; 4 — очистная заходка

Конструктивное решение систем этого типа зависит от размеров и мощности залежи.

Примером однослойной выемки может служить практика рудника «Вунос» (Финляндия), обрабатывающего пологую залежь крепких руд мощностью 5—6 м в неустойчивых кварцитах (рис. 2.9). Разрезной штрек в центре камеры имеет ширину 6—7 м с углом наклона стенок 60°. В дальнейшем панели обрабатывают параллельными заходками шириной 6—7 м с одной из сторон разрезного штрека в двух забоях одновременно. Высота штрека и заходок равна мощности залежи. Применяют анкерное крепление кровли и гидравлическую закладку. В торце заходок сооружают бетонные перемычки толщиной 70 см. Наклонные стенки заходок позволяют использовать материал малой прочности. Потери руды составляют 3 %, сменная производительность труда рабочего — 9,5 т.

Примером двухслойной выемки является практика рудника «Пальвице» (ПНР), обрабатывающего пологую залежь мощностью до 9 м в относительно устойчивых известняках и доломитах (рис. 2.10). Первоначально проходят верхнюю слоевую заходку шириной до 10 м, имеющую вид траншеи. Работы ведут в двух встречных забоях (в одном — бурение, в другом — погрузка и транспортирование руды). Боксовая сторона заходки со стороны

завладочного массива ограждена щитами. После сбойки и крепления кровли и боковой стенки верхней заходки по всей длине панели начинают нарезать нижнюю заходку, оставляя со стороны завладочного массива временный целик шириной повсюду 4 м и попереху 2 м. Для отбойки руды в нижней заходке применяют нисходящие вертикальные скважины. По мере выемки руды в нижней заходке

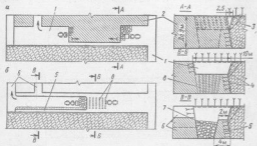


Рис. 210. Схема сплошной выемки заходками с закладкой выработанного пространства:

*a* и *б* — соответственно планы верхнего и нижнего слоев; 1 — верхняя сплошная заходка; 2 — рудная выемка; 3 — верхняя заходка; 4 — боковые щиты; 5 — временный ограждающий целик; 6 — заходка на слоевые заходки; 7 — нижняя заходка; 8 — буровые скважины

ее боковую стенку со стороны рудного массива укрепляют щитами и анкерами. В последнюю очередь вынимают целик и выработанное пространство заполняют песчаной закладкой.

Система позволяет при большой мощности залежи и малопрочной закладке достичь высокой степени извлечения. Потери и разубоживание руды находится на уровне 5—6 % [33].

Примером многослойной слоевой выемки руды является практика рудников Норильского ГМК.

В зависимости от устойчивости кровли применяют варианты с восходящим, нисходящим и комбинированным порядком выемки слоев.

При системе с комбинированным порядком выемки слоев верхний подкровельный слой обрабатывают с опережением (рис. 211), остальную часть — с восходящим порядком выемки слоев потолокстунным забоем. Вариант применяют при слабых и неустойчивых породах кровли.

Параметры системы: длина панели 120 м, ширина ленты 8 м, высота слоя 3—4 м, максимальная высота обнажения 7 м, высота закладкой выработанного пространства 3—3,5 м. Подготовка панели

осуществляется транспортным и фланговым съездами, слоевыми ортами и вентиляционными закладочными выработками. Рудоспуски располагают на границе, посредине панели с выходом на каждую ленту (см. рис. 211) или на флангах панелей с выходом на слоевые орты. Последнюю схему применяют при мощности залежи менее 12—15 м для сокращения числа рудоспусков за счет увеличения длины транспортирования.

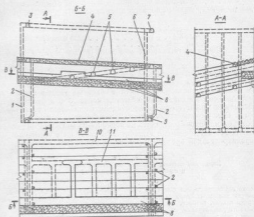


Рис. 211. Система разработки со сплошной слоевой выемкой руды (комбинированный порядок выемки слоев):

1 — вентиляционно-заходочная выработка; 2 — рудоспуск; 3 — вентиляционно-закладочная выработка; 4 — верхний (подкровельный) слой; 5 — слоевые орты; 6 и 7 — соответственно вентиляционные выработки и выработка; 8 — выработка слоя; 9 — откаточный хвостовик; 10 и 11 — соответственно транспортный и фланговый съезды

Очистные работы ведут одновременно в двух-трех лентах с последовательным выполнением операций по бурению, взрыванию, погрузке — доставке руды, креплению и закладке.

Отбойку руды осуществляют, как правило, крутонаклонными (55—70°) шпурами диаметром 42—56 мм и глубиной 4 м, уход забоя за цикл составляет 8,5 м, выход руды — 1,5—2 м<sup>3</sup>/м.

К погрузке — доставке руды приступают после набора закладочной прочности в верхней части слоя (через 1—3 сут) не менее

0,7 МПа для погрузочно-доставочных машин (ПДМ) с общей массой 15 т; 1 МПа — с массой 30 т и 1,5 МПа — с массой 35—40 т. Цикл очистной выемки осуществляется за четыре смены. Время, затраченное на отработку слоя, равно 19 сут, продолжительность закладочных работ составляет 5 сут, а время затвердевания закладки — 12 сут.

Значения производительности оборудования, применяемого при разработке месторождения системой со сплошной слоевой выемкой руды (комбинированный порядок выемки слоев), приведены ниже.

Буровая установка	
«Сибя 312» . . . . .	160 м/смену
«Бумер 135» . . . . .	78 м/ч
Погрузочно-транспортная машина ЛФ-12 1500 т/сут	

При варианте с нисходящей слоевой выемкой рудное тело также разделяют на панели и подготовку осуществляют диагональным наклонным съездом. Оперение очистных работ в панели, по сравнению со смежной, должно быть не менее 30 м, а фронт очистной выемки может иметь горизонтальную или чаще ступенчатую форму. При этом расстояние между ближайшими стенками очистных заходок должно составлять не менее 8—24 м. Очистные работы в слоях ведут тупиковыми выработками сразу на все сечение или с предварительной проходкой разрезной выработки.

Параметры системы (вариант со слоевой выемкой руды) и показатели буровзрывных работ

Выемка горизонтальных слоев . . . . .	Снизу вверх	Сверху вниз
Размеры панели (ширина × длина), м	100—120 × 200—250	100—120 × 200—250
Ширина панели, заходки, м . . . . .	От 3—4 до 8—10	4—6
Высота панели, заходки, м . . . . .	5—7	5—7
Диаметр шпура, мм . . . . .	36, 41—55	36, 41—55
Глубина шпура скважины, м . . . . .	3,5	4,5
Выход руды, м <sup>3</sup> /м . . . . .	1,5—2	1,5—2
Расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	2,1	2,1

На почве очистной заходки перед подачей закладки оставляют слой рудной мелочи высотой 0,3—0,5 м, на который укладывают пленку. Прочность закладки в кровле на момент ее обнажения должна быть не менее 8 МПа при толщине несущего слоя закладки не менее 2 м и ширине обнажения не более 8 м. С боковой стороны очистной ленты прочность закладки должна составлять не менее 1 МПа при высоте обнажения до 7 м. Угол наклона выемочных слоев должен быть не ниже (3—4°) угла растяжения закладочной смеси. Основные технико-экономические показатели системы разработки со сплошной слоевой выемкой руды приведены в табл. 2,2 [22].

Таблица 2,2

Показатели	Варианты системы с порядком выемки слоев		
	восходящим	нисходящим	комбинированным
Объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup>	43,5—52,4	83,6—108	59,4
Годовая производительность фланга панели, тыс. т	180—220	150—200	150—200
Потери труда, %	1,2—1,6	1,1	1,5
Разубоживание, %	8—9,6	8,7	12
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, т	23—28	16—18	22

Развитие систем разработки мощных пологих залежей происходит в направлении сокращения потерь руды в целиках, что достигается применением камерных систем с двухстадийной выемкой и твердеющей закладкой и систем со сплошной слоевой выемкой.

Эффективность разработки этими системами зависит от оптимизации параметров панелей, месторасположения рудоспусков, рациональной организации очистных, закладочных работ и их интенсификации.

## 2.2. РАЗРАБОТКА НАКЛОННЫХ И КРУТОНАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Наклонные и крутонаклонные (20—50°) рудные залежи с точки зрения применения для их разработки самоходных машин представляют наибольшую сложность. Это обусловливается не только возможностью ограниченного использования собственного веса руды в процессе вылука, погрузки и доставки, но и (главным образом) сложностью маневрирования машин, преодолевающих в рабочем режиме угол подъема не более 6—8° и на вспомогательных съездах не более 12°.

Поэтому подготовка блоков в таких залежах видоизменяется: проводят наклонные рудные и полевые транспортные выработки, наклонные рудоспуски и восстающие. При камерных системах очистную выемку ведут преимущественно по простиранию в двух смежных камерах одновременно, что создает значительный фронт работ, а следовательно, и мобильность при использовании самоходных машин. Наряду с такими традиционными системами, как камерно-столбовая и с доставкой руды силой взрыва, получают развитие камерные системы с закладкой и слоевые системы.

### 2.2.1. Камерно-столбовая система с оставлением рудных целиков

Система разработки в этих условиях видоизменяется, так как направление развития работ осуществляется преимущественно по простиранию залежи, а подготовка месторождения производится наклонным диагональным съездом, выполняющим вспомогательные

функции, и транспортными полевыми штреками с звездами под рудоспуск (рис. 2.12).

В связи со сложными условиями поддержания кровли рудными целиками они принимаются определенной формы с расширением у основания и под некоторым углом к почве. Отработка днищ камер и оформление целиков также вызывает определенные трудности (рис. 2.13). Доставка отбитой руды осуществляется ковшовыми погрузочно-транспортными машинами к рудоспуску, расположенному в центре панели по одному на несколько камер. Схема узла разгрузки показана на рис. 2.14. Транспортные выработки оформляют с учетом наклона залежи, располагая их преимущественно под кровлей для того, чтобы исключить потери руды в надштрековых целиках. Параметры системы принимают следующими: ширина камер равна 8—12 м, площади поперечного сечения целиков и съезда соответственно 6×8 и 3×4 м, угол наклона 5—8°. Отбойку руды в камере производят шпурами диаметром 46—54 мм, глубиной 2,4—2,6 м, применяя анкерное крепление кровли по сетке 1×1 м.

При разработке месторождений указанной ранее системой используют комплекс оборудования, состоящий из двух-трех буровых установок СБУ-2Б, погрузочно-транспортной машины ПНБ-3Д, транспортной машины ПД-8 (МоАЗ-6401). Заряджание осуществляют зарядной машиной «Ульба С1А», а крепление — установкой МКС-2.

Основные показатели камерно-столбовой системы с оставлением рудных целиков

Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	14—32
Потери руды, % при глубине разработки: . . . . .	
200 м . . . . .	17—18
400—450 м . . . . .	25—28
Разубоживание, % . . . . .	7
Годовая производительность по блоку, тыс. т . . . . .	150—300
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, т . . . . .	60—70 (до 100)

### 2.2.2. Камерная система с закладкой выработанного пространства

Систему применяют преимущественно для отработки мощных залежей относительно ценных руд. Залежь, как правило, разбивают на панели, по краям которых оставляют барьерные целики. При двухстадийной выемке камеры делят на первичные и вторичные. Размеры панелей и камер выбирают с учетом устойчивости руд и пород, а также прочности закладочного массива. Применяют три варианта системы. При расположении камер по простиранию условия работы самоходных машин наиболее благоприятны, наклонный съезд проходит на фланге панели или внутри

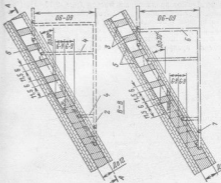
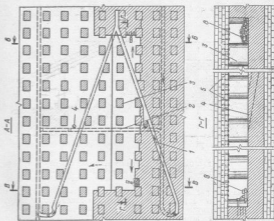


Рис. 2.12. Камерно-столбовая система с разлоговыми камер по простиранию рудного тела (слепые камеры) и двустадийным выемом в камере. 1 — выкатный салаз; 2 — отг; 3 — ось; 4 — рудоспуск; 5 — панельная кровля; 6 — анкерная закладка; 7 — столбовый шпур; 8 — погрузочно-транспортная машина; 9 — барьерный целик



нее, для чего пробивают закладочный массив (рис. 2.15, а). При большой мощности залежи выемку руды в камере осуществляют посплошно в два приема (сначала верхний, а затем нижний слой). Возможно также применение сплошной одностадийной выемки, недостатками которой являются ограниченный фронт очистных работ и полное их прекращение во время затвердевания закладочной смеси.

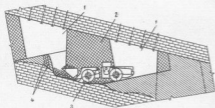


Рис. 2.13. Схема обработки дна наклонных камер и оформление целиков:  
1 — камеры; 2 — целик; 3 — погрузочно-доставочная машина; 4 — буровые скважины

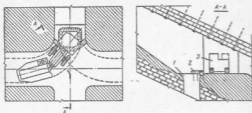


Рис. 2.14. Схема угла разгрузки в наклонной камере:  
1 — рудосос; 2 — отбойный бур; 3 — погрузочно-доставочная машина

Вариант с расположением камер по падению (рис. 2.15, б) предпочтительнее с точки зрения упрощения закладочных работ, отбойки, погрузки и доставки руды в этом случае осуществляют из подэтажных штреков, соединяемых фланговым наклонным

съездом. Однако условия эксплуатации самоходных машин в этом случае при обработке верхней части подэтажа несколько хуже.

Вариант системы с диагонально-расположенными камерами под углом  $\leq 12^\circ$ , при котором обеспечивается растекание закладочного материала и передвижение буровых и погрузочно-транспортных машин, изображен на рис. 2.15, а.

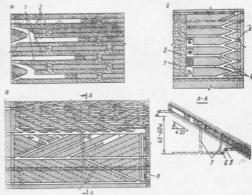


Рис. 2.15. Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства и расположением камер по простиранию (а), по падению (б) и диагонально (в):

1 — первичные заложённые камеры; 2 — вторичные сложенные камеры; 3 — наклонный съезд; 4 — подэтажные штреки; 5 и 6 — соответственно золотой вентиляционный и откаточный штрек; 7 — рудосос; 8 — закладочный подстаекал

Закладочный материал подают по трубам или скважинам в самые высокие точки камеры, чтобы обеспечить наибольшую полноту закладки.

К выемке вторичных камер приступают после набора прочности закладки в соседних первичных камерах и обрабатывают их так же, как и первичные. В последнюю очередь обрабатывают барьерные целики. При достаточно устойчивых налегающих породах вторичные камеры можно не закладывать, как это делается на шахтах СУБРа [11].

Изоляция отработанных камер при наклонных залежах имеет определенные сложности в связи с большими обгаживаниями. Пе-

ремьчки обычно наращивают послойно по мере затвердевания материала. Схема многорусовой перемычки, применяемой на СУВРе при отработке наклонных залежей, показана на рис. 2.16.

### 2.2.3. Система разработки с доставкой руды взрывом

Особенность этой системы — значительный объем проводимых наклонных горных выработок, составляющих 50—55% общего объема проходческих работ.

Подготовка дна панели блока заключается в проведении в висячем боку рудного тела транспортного штрека, из которого, в свою очередь, проводят под каждую панель погрузочный заезд до пород лежачего бока.

Проведение бурового штрека, наклонных выработок и транспортного штрека может осуществляться одновременно. Погрузочный заезд сбивается с буровым штреком и наклонным висящим, что исключает необходимость образования выпускных дучек. После разбуривания запоров панели и оформления компенсационного пространства руду отбивают и, попадая непосредственно в погрузочный заезд, она погрузочно-доставочными машинами доставляется в блоковый рудоспуск. Преимущество такого способа подготовки заключается в том, что в работе могут находиться несколько панелей, расположенных недалеко друг от друга, что позволяет повысить коэффициент использования самоходного оборудования как во времени, так и по мощности.

Систему разработки с доставкой руды взрывом применяют обычно при углах залегания рудного тела 35—55°. Однако на руднике Глубокий она используется для отработки залежей под углом 30°, но объем зачистки оставшейся на почве руды при этом возрастает (рис. 2.17). Камеры отработывают через одну, затем после их закладки и набора твердеющей смесью необходимой прочности (1,0—1,5 МПа) вынимают камеры второй очереди. Взрывные работы в смежных с заложенными камерами начинают через 14—28 дней. При диаметре скважин 56 мм и л. и. с., равной 1,7—2 м, выход руды составляет 4,5—5 т/м. При отработке месторождения системой с доставкой руды взрывом применяют комплекс оборудования, состоящий из бурльной установки БСМ-IV и погрузочно-транспортной машины ПД-8. Зачистка почвы осуществляется с использованием скреперной ледянки ЛС-53, бульдозера с дистанционным управлением БПДУ-2 или гидросмывом.

Рис. 2.16. Схема многорусовой перемычки:

1 — слой закладки; 2 — стойки; 3 — обрешетка из досок; 4 — деревянный раскос

1 — слой закладки; 2 — стойки; 3 — обрешетка из досок; 4 — деревянный раскос

### Технико-экономические показатели системы с доставкой руды взрывом

Объем горно-подготовительных и взрывных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	30—40
Потери руды, % . . . . .	16
Разубоживание, % . . . . .	8—12
Годовая производительность по блоку, тыс. т . . . . .	150—200
Выход руды, м <sup>3</sup> /м, при диаметре скважины:	
70 мм . . . . .	1,5—2
100 мм . . . . .	3—4
Расход ВВ, кг/т . . . . .	0,4—1,2
Сменная производительность труда рабочего забойной группы:	
из очистных работ, т . . . . .	100
при проведении выработок, м <sup>3</sup> . . . . .	13—16
по системе, т . . . . .	75—95

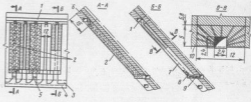


Рис. 2.17. Система разработки с доставкой руды взрывом и закладкой:

1, 2 и 4 — соответственно вентиляционный, рудный и транспортный штреки; 3 — заложение панели; 5 — газовая перемычка; 6 — барьерный пояс; 7 — буровой закладной; 8 — отрезная шельс; 9 — погрузочный заезд; 10 — основная закладка

При доставке руды взрывом и с частичным использованием веса руды сокращается объем подготовительных работ по проходе рудовыпускных выработок и исключается нахождение людей в камере. Недостаток системы — невозможность применения самоходных бурных установок для бурения и отбойки руды в наклонном висящем.

Этот недостаток устраняется при отбойке руды из подэтажных штреков (рис. 2.18), однако эффект взрыводоставки в этом случае теряется и количество руды, оставшейся на почве камеры и требующее зачистки, возрастает.

### 2.2.4. Камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и последующей закладкой

Этот вариант системы отличается от рассмотренных ранее камерных систем тем, что камеры ориентированы по падению залежи (как и при системе с доставкой руды взрывом), а от-

бойка руды осуществляется не из наклонного восстающего, а из подтажных буровых штреков, соединенных на фланге блока наклонными съездами (см. рис. 2.18). В этом варианте созданы все условия для использования самоходных машин как при погрузке — доставке руды, так и при бурении и отбойке при наклонном залегании рудных тел.

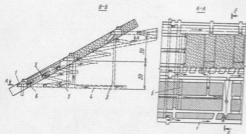


Рис. 2.18. Камерная система разработки с отбойкой руды из подтажных штреков и последующей закладкой:  
1 и 2 — соответственно трансверсальный и буровой штрек; 3 — рудоспуск; 4 — завод и рудоспуск; 5 — наклонный съезд; 6 — скреперный штрек

Система характеризуется наличием большого фронта работ при бурении, что выгодно отличает ее от системы с доставкой руды взрывом, при которой на камеру приходится одна бурильная установка.

Основные недостатки этой системы — большой объем зачистки почвы камеры и применение скреперных установок на доставке руды, что ограничивает производительность блока.

В этом варианте системы разработки размеры камер, вынимаемых в первую очередь, меньше размеров вторичных, чем достигается уменьшение объема закладываемых камер. Вторичные камеры заполняются гидравлической закладкой без вяжущего или при отсутствии необходимости поддержания кровли могут вообще не закладываться.

Система позволяет осуществлять сплошную выемку руды лентами по простиранию. При выемке малоценных руд с недостаточно устойчивой и легко обрушающейся кровлей применение закладки не обязательно.

Подготовка блока в этом варианте не отличается от рассмотренной ранее (рис. 2.19), и ей присущи те же достоинства. Здесь предусмотрены буровые камеры для разбуривания кровли и ее последующего обрушения.

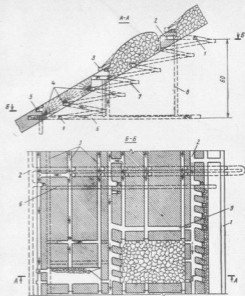


Рис. 2.19. Камерная система разработки с отбойкой руды из подтажных штреков и обрушением залегающих пород:

1, 2 и 4 — соответственно откаточные, транспортные и подтажные буровые штреки; 3 — буровые скважины для обрушения кровли; 5 — камера для размещения скреперной установки; 6 — завод и рудоспуск; 7 — наклонный съезд; 8 — рудоспуск; 9 — скреперный штрек

### 2.2.5. Разработка наклонных залежей, разделенных безрудными прослоями

Вариант камерной системы с выемкой руды горизонтальными слоями и подтажной отбойкой изображен на рис. 2.20. Очищенный блок подготовлен рудными штреками, пройденными по ос-



новой залежи и фланговым наклонным съездом. Параллельную залежь вскрывают и отработывают из камер основной залежи.

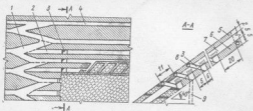


Рис. 220. Вариант камерной системы с выемкой руды горизонтальными слоями и подэтажной отбойкой.

1 — транспортный съезд; 2 — камера; 3 — штреки; 4 — отбойная выработка; 5 и 6 — соответственно параллельная и основная залежи; 7 — буровая провад; 8 — буровой штрек; 9 — рудосуос.

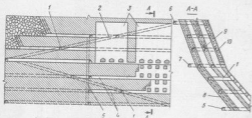


Рис. 221. Схема подготовки и отработки смежных залежей из наклонного съезда:

1 — верхняя залежь; 2 — наклонный съезд; 3 — отработка участка; 4 — подэтажные штреки; 5 — рудосуос; 6 и 7 — соответственно транспортный и буровый штреки; 8, 9 и 10 — соответственно выемка, съезды и верхняя залежь.

К ней проводят орты, а по простиранию через каждые 11 м — подэтажные рудные штреки. Выработанное пространство закладывают закладкой. Вариант подготовки и отработки смежных залежей из наклонного съезда приведен на рис. 221 [47]. Отличие этого варианта подготовки от предыдущего заключается в том, что наклонный съезд располагается в основном рудном теле по диагонали в пределах выемочного участка, разделенного на ряд блоков. При этом вскрытие верхних залежей осуществляется

из очистной камеры основной залежи (которая в данном случае отработывается в последнюю очередь), а из наклонного съезда орты. Разработка залежей может осуществляться системами как с поддержанием выработанного пространства, так и с обрушением налегающих пород. Порядок отработки согласуется во времени и пространстве, причем верхняя залежь отработывается с опережением относительно нижней, а основная залежь отработывается последней, при этом наклонный съезд погашается.

Такая схема подготовки позволяет сократить объем горно-подготовительных работ по пустым породам и отработать параллельные залежи с большими запасами, индивидуальное вскрытие которых было бы нецелесообразно.

Совершенствование систем разработки наклонных залежей связано с сокращением объемов горно-подготовительных работ за счет взрыводоставки, применением вариантов систем без нахождения людей в очистном пространстве, созданием условий для эффективной работы самоходных машин посредством прохода наклонных съездов и подэтажных выработок.

Нерешенной проблемой остается зачистка пычи камер, которая в настоящее время осуществляется в основном скреперами установками. Возможно также использование гидросмыва, при котором на руднике Глубокий получены положительные результаты.

### 2.3. РАЗРАБОТКА КРУТЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Условия применения самоходного оборудования при разработке мощных крутых залежей относительно благоприятны на основных рудовывусных горизонтах, где для транспортирования руды применяют, как правило, ковшовые погрузочно-транспортные машины.

Использование самоходных буровых машин и подэтажных выработках осложнено трудностями перемещения этих машин. Проходка наклонных съездов для их доставки в пределах блока часто оказывается нецелесообразной из-за относительно большого объема горнопроходческих работ, поэтому один съезд предусматривают по возможности на несколько блоков или участков. Об этом свидетельствует высокая трудоемкость подготовительно-нарезных работ при системах с массовым обрушением руды, применяющихся в основном для разработки крутых залежей.

Значения относительной трудоемкости (%) по видам работ и процессам при системах этажного и подэтажного обрушения приведены ниже.

Горно-подготовительные работы . . . . .	18—20
Нарезные работы . . . . .	22—25
Бурение . . . . .	21—24
Отбойка . . . . .	5—6
Вывоз руды и доставки . . . . .	24—30

При подготовке блоков наибольшая трудоемкость связана с проведением выработок дна из-за их большого удельного веса в общем объеме горно-подготовительных работ и сложности крепления (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Система разработки	Удельный вес, %		
	выработок дна	подэтажных выработок	всплошных стоедов
Этаж-камерная	40—45	50—54	4—10
Подэтажными шурсами (ортами)	31—37	30—33	8—14
С подэтажным обрушением	До 16	До 66	До 32
Горизонтальными слоями с закладкой	52—64	—	42—44

На выбор параметров дна блоков оказывают влияние следующие основные факторы:

условия выпуска (из открытых камер или под обрушенными породами);

высота блока и объем выпускаемой руды через заезды; гранулометрический состав отбитой руды и ее физико-механические свойства, определяющие угол истечения руды из траншей в погрузочные заезды;

устойчивость рудного или породного массива в днище блока. Угол истечения руды из открытых камер более пологий по сравнению с углом, при котором она выпускается под давлением обрушенных пород, поэтому погрузочные заезды находятся в более благоприятных условиях.

Определяющими являются также параметры дна, как ширина погрузочных заездов, выпускной траншеи и целиков. Ширина погрузочных заездов «В» зависит от ширины машины «в» и боковых азоров «а» и «с», необходимых для ее эффективной работы. Чем шире выработка, тем меньше усилие бокового распора и лучше условия для работы машины. Установлено, что для скальных крепких руд при уменьшении соотношения В/в от 2,4 до 1,36 необходимо усиление напора для внедрения коша увеличивается на 30—40 %, а время его заполнения — на 58 % [30]. Ширина выпускной траншеи т зависит от условий выпуска и гранулометрического состава отбитой руды, а ширина целиков ц и н зависит от устойчивости руды и вида крепи. Отношение В к ц и н следует принимать более 0,7—0,8, однако в крепких рудах и при усиленной крепи это значение может достигать 1—1,2. Общая площадь обрушения в днище обычно не превышает 40 %.

Площадь  $S_0$  зоны выпуска погрузочного заезда определяется как произведение расстояния между погрузочными заездами Z и доставочными ортами D, т. е.

$$S_0 = ((B + a)(B + l_k \sin \varphi + m + n)) / \sin \varphi, \quad (2.1)$$

где  $l_k$  — длина погрузочно-транспортной машины, м.

При двустороннем расположении заездов

$$S_0 = 3D/2. \quad (2.2)$$

Результаты расчета для наиболее распространенных условий и известных в практике типоразмеров ПТМ приведены в табл. 2.4 [34].

Таблица 2.4

Показатель	Выместность коша ПТМ, м <sup>2</sup>			
	1	2	3	4
Размеры машины (ширина × длина), м	1,2×4,5	1,5×7	2×7	2,5×8,5
Максимальная площадь поперечного сечения погрузочных заездов, м <sup>2</sup>	6—7	7—8	8—9	10—12
Расстояние, м, между погрузочными заездами доставочными ортами	6,5—8 9—11	7—9 12—13	8—12 12—13	10—13 14—15
Площадь блока в расчете на один погрузочный заезд, м <sup>2</sup>	60—90	90—120	120—150	150—190

Расчетные значения площади зоны выпуска погрузочного заезда превышают устанавливавшуюся в практике величину этого параметра при применении других видов оборудования, что подтверждается данными, приведенными в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Оборудование	Вариант подготовки блока	Площадь блока в расчете на максимальную выпускную выработку, м <sup>2</sup>	Объем работ, м <sup>3</sup> , производимых на		Максимальная высота блока, м
			1 м <sup>2</sup> площади блока	1000 м <sup>3</sup> руды	
Скелетные установки	Воронка с нижней подреска	60—84	3,7—4,2	35—55	25
	Траншейная подреска	40—60	2,2—2,8	—	15
	Боковое расположение двух дучек с торцовым подходом на платформу	90—120	3—4	32—54	30—40
Вибростановки	Торцовое расположение дучек с боковым подходом на платформу	100—140	2,2—3,5	22—34	—
	Самозонные машины с ковшом 2—4 м <sup>3</sup>	Траншея с погрузочными заездами	90—100	1,8—3,1	25—50

Увеличение площади, приходящейся на один заезд, или расстояние между выпускными выработками, как уже отмечалось, отрицательно сказывается на потерях и разубоживании руды,

однако при машинной погрузке эти показатели улучшаются, так как поперечное сечение потока руды за счет ширины выработки и глубины внедрения ковша возрастает.

Ширина потока руды ограничивается шириной погрузочного звездца  $B$ , а его толщина  $h_0$  зависит от степени дробления руды, размеров и мощности ПТМ и, следовательно, от глубины внедрения ковша.

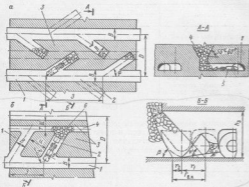


Рис. 2.22. Схемы лиц блоков с двусторонними (а) и односторонними (б) погрузочными звездцами:

1 — доставочная выработка; 2 — погрузочный звезд; 3 — челнок; 4 — выпускная траншея; 5 — погрузочно-транспортная машина; 6 — рабочая зона машины

Для истечения руды без заставлений необходимо, чтобы размер выпускной шели в торце погрузочного звездца  $h_0$  превышал не менее чем в 2—2,5 раза размер кондиционного куска руды.

Это условие обеспечивается, если глубина внедрения ковша  $\Gamma_{\text{в.к}}$  (м) соответствует следующему уравнению:

$$\Gamma_{\text{в.к}} > (2 \div 2,5) d_k / \sin \beta + h_0 (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \beta), \quad (2.3)$$

где  $d_k$  — размер куска, м;  $h_0$  — высота погрузочного звездца, м;  $\beta = 50-60^\circ$  — угол истечения руды под влиянием ковша ПДМ;  $\varphi = 40-45^\circ$  — угол откоса высыпающейся руды.

Внедрение ковша осуществляется по сложной кинематической схеме (рис. 2.22): первоначально по почве звездца  $r_1$ , а затем подъем и вращение на участке внедрения  $r_2$  [38].

Глубина внедрения ковша в навал руды и время его заполнения обусловлены напорным усилием ПТМ, величина которого зависит от сцепления колес машины с почвой выработки.

Для повышения напорного усилия рекомендуют [13] увеличивать угол наклона звездца в сторону выпускной траншеи до  $4-6^\circ$  (при отсутствии обводненности), а также бетонировать и армировать рельсами почву в местах погрузки. Для улучшения условий выпуска высоту погрузочных звездцов следует принимать не более 2,5—3 м, а кровлю выполнять по возможности плоской.

Таким образом, при использовании ПТМ на выпуске ковша при внедрении активно воздействует на навал руды, вследствие чего уменьшается частота заваливания, значительно возрастает интенсивность выпуска руды, появляется возможность регулирования этого процесса в пределах всего блока, в частности за счет транспортирования негабаритных кусков руды в нерабочие забой или специально отведенные места, где их взрывают в конце смены. В результате снижается расход ВВ, повышаются производительность и безопасность труда рабочих.

Все эти мероприятия благоприятно сказываются на снижении потерь и разубоживания руды и в значительной степени компенсируют ухудшение этих показателей за счет увеличения расстояния между выпускными выработками.

### 2.3.1. Этажно-камерная система разработки с массивным обрушением целиков

Этой системой обрабатывают наиболее мощные участки Лытин-Топканского месторождения (рис. 2.23). По простиранию рудное тело делится на камеры и целики. В первую очередь отработывают камеры, во вторую — одновременно взрывают целик и потолочину. Выпуск обрушенной руды производят через траншеи и погрузочные звездцы на доставочном горизонте, по которым руда погрузочно-доставочными машинами транспортируется к рудоспуску. Погрузочные звездцы располагают по простиранию рудного тела или вкост простирания в зависимости от его мощности. Для отбойки руды проводят на высоте 10, 30 и 50 м от уровня доставочного горизонта подэтажные буровые штреки.

Очистные работы начинают с образования отрезной шели посредством взрывания глубоких скважин на отрезной возмужающей. Руду в камере отбывают вертикальными слоями взрыванием комплектов веерно расположенных восходящих скважин, пробуриваемых из подэтажных штреков.

Выпускную траншею образуют взрыванием вееро скважин, пробуренных из выработки, пройденной на уровне кровли погрузочных звездцов. Расположение звездцов может быть односторонним или двусторонним.

В ослабленных местах сопряжения звездцов крепят бетоном или металлическими рамами.

При обработке месторождения этой системой применяют комплекс оборудования, состоящий из бурильной установки «ФЭН-Дрилл» с одной бурильной машиной производительностью

Потера руды, % . . . . .	5
Разубоживание руды, % . . . . .	До 43
Сменная производительность труда рабочего забойной группы:	
при выгрузке и доставке, т . . . . .	290—350
при проведении подготовительных выработок, м <sup>3</sup> . . . . .	8,0
по блоку, т . . . . .	41

Этажно-камерную систему с обрушением вмещающих пород применяют также на руднике Центральном для обработки крутых рудных зон мощностью от 3 до 25 м, залегающих в устойчивых песчанниках. Разбуривание массива производят установками типа ПБУ-80, ЖЛХ, сменная производительность которых составляет соответственно 23 и 72 м. Используют взрыводоставку руды к выпускным выработкам, что позволяет сократить длину транспортирования.

На погрузке — доставке применяют машины типа «ТОРО-200Д», ПД-8 и ЛК-1, сменная производительность которых составляет соответственно 152, 148 и 137 т [32].

#### Основные показатели системы

Объем горно-подготовительных и взрезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	60—80
Потера руды, % . . . . .	5
Разубоживание, % . . . . .	19
Сменная производительность труда рабочего, м <sup>3</sup> :	
при проведении выработок . . . . .	5—7
на очистных работах . . . . .	20
по блоку . . . . .	14
Месячная производительность по блоку, тыс. т . . . . .	8—13

Приведенные примеры подтверждают эффективность применения самоходных машин при этажно-камерной системе разработки с массовым обрушением руды, недостатками которой являются высокий процент разубоживания руды и относительно большой объем подготовительно-взрезных работ (см. табл. 2.5), который не снижается по сравнению с традиционными вариантами с использованием переносного оборудования [34].

#### 2.3.2. Система ВКР — вертикальная кратерная отступающая выемка

Характерными особенностями этой системы, применяемой при обработке мощных крутых залежей, являются (рис. 2.24): трапезная рудовыпускная подсека блока с боковыми погрузочными звездами; верхняя буровая подсека блока;

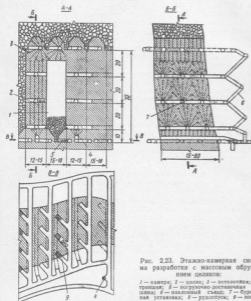


Рис. 2.23. Этажно-камерная система разработки с массовым обрушением руды:  
1 — камера; 2 — столб; 3 — вентилячик; 4 — трапеза; 5 — погрузочно-доставочная машина; 6 — наклонный съезд; 7 — буровая установка; 8 — roadway; 9 — погрузочная звезда

39 м/смену и погрузочно-транспортных машин типа СТ-5А и ЛФ-7,2 производительностью 360 т/смену.

#### Основные технико-экономические показатели этажно-камерной системы разработки с массовым обрушением руды

Объем горно-подготовительных и взрезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	45—47
Годовая производительность по блоку, тыс. т . . . . .	200

вертикальные параллельные (или слабонаклонные) скважины большого диаметра (89—127 мм);

отбойка руды горизонтальными слоями (секциями) в направлении снизу вверх;

магазинирование отбитой руды для предотвращения самообрушения рудного массива.

Достоинства системы — широкий фронт буровых работ, возможность опережающего бурения, постоянство рабочих мест бурльщиков, что способствует лучшей оснащенности, организации и обеспечивает высокую эффективность буровзрывных работ. На одном из финских рудников производительность бурильной установки с гидроперфораторами достигает при диаметре скважин 89 мм 80—90 м/смену, выход руды с 1 м скважины составляет 22—25 т, производительность на отбойке руды 1300—2200 т/смену, расход ВВ типа АНФО 165—185 г/т, потери руды 5 %, разубоживание 15 %.

На медном руднике «Монтеросас» (Перу) при системе ВКР отбойку руды производят скважинами диаметром 152 мм, глубиной до 60 м по сетке 2,5×3 м. Выход руды с 1 м составляет 28 т [37].

Следует отметить, что при применении системы возникают определенные трудности, связанные с усложнением контроля за

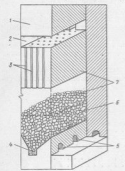


Рис. 224. Система ВКР — вертикальная кратерная отступающая выемка:

1 — рудный массив; 2 — верхняя буровая отбойка; 3 — вертикальные скважины; 4 — рудосебяющая трамбля; 5 — погружаемые секции; 6 — замагастинированная руда; 7 — отбойный слой

плоскостью отрыва при отбойке секций и направленным бурением скважин. Недостатком системы является также непараллельность взрывных скважин обнаженной плоскости, перпендикулярной к ним. Для ликвидации этого недостатка отбойку основного массива в секции осуществляют на вертикальную шель, которую образуют первоочередным взрыванием сближенных параллельных скважин в середине секции.

Несмотря на отмеченные недостатки, система имеет широкие возможности использования высокопроизводительного оборудования как при бурении и отбойке руды, так и при погружке — доставке, где были применены ПТМ типа «Торо-500» с дистанционным управлением.

### 2.3.3. Этажно-камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков с магазинированием руды и одновременным заполнением камеры закладкой в процессе выпуска руды

Систему применяют для отработки мощной (до 80 м) крутой (на глубину 600 м) залежи сульфидных руд на руднике «Покасальм» (Финляндия). В руде содержится 0,8 % меди, 2,5 % цинка и 37 % серы. Вмещающие породы — гнейсы и сланцы — неустойчивые. Высота блока 190 м, ширина камер 30 м, высота подэтажа 30 м (рис. 225). Верхние скважины бурят с применением самоходных бурильных машин из подэтажных штреков и

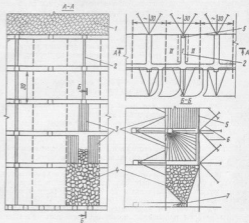


Рис. 225. Этажно-камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков с магазинированием руды и одновременным заполнением камеры закладкой в процессе выпуска:

1 — закладка; 2 — отрезная шель; 3 — взрывные скважины; 4 — замагастинированная руда; 5 — отрезной подэтажа; 6 — скважины для упрочнения пород вышележащего блока; 7 — отбойный слой; I, II — шпуров отбойки руды в камере

отбивают на отрезную шель, образуемую при расширении восстанавливаемого. По мере отбойки в направлении снизу вверх руду частично (до 48 %) выпускают, а оставшуюся часть магазинируют. После отбойки и магазинирования руды в камере на полую

высоту приступают к массовому выпуску руды через динше и к одновременной закладке верхней части камеры крупнокусковой породой, которая движется вслед за рудой. Породу для закладки доставляют из карьера погрузочно-транспортной машиной типа СТ-8.

После заполнения камеры породой на всю высоту ее уплотняют жидким бетонным раствором, состоящим из цемента и классифицированных хвостов в отношении 2 к 15. Когда закладочный материал затвердеет в двух соседних камерах, между ними таким же образом обрабатывают целик, но закладку не укрепляют раствором. Залежь вскрыта двумя стволами и наклонным съездом (см. рис. 1.13), соединяющим все подэтажи, что позволяет использовать на очистных работах самоходные машины. Годовая производительность рудника составляет 820 тыс. т, сменная производительность труда рабочего по руднику — 20 т.

Применение этажно-камерной системы в неустойчивых породах стало возможным благодаря укреплению всичего и лежащего боков стальными тросами и совмещению процессов выпуска замгазированной руды с закладкой камер.

#### 2.3.4. Этажно-камерная система с закладкой выработанного пространства

Систему применяют для обработки мощных залежей ценных руд в относительно устойчивых вмещающих породах, допускающих обнажение на всю высоту этажа. Камеры ориентируют вокруг простирания при мощности залежи более 20—25 м (рис. 2.26).

На Гайском руднике систему применяют со следующими параметрами: ширина камер 15 м, высота 60 м, длина 25—50 м. Подготовка блоков включает проведение на границе камер между полевых штреками лежащего и всичего боков ортов на расстоянии 30 м, из которых под углом 40—55° в динше камер оформляют погрузочные звезды [5]. В средней части этажа проводят полевой штрек, а из него — буровые орты. Подэтаж связан с основным горизонтом наклонным съездом. Отбойку руды, параметры которой приведены ниже, осуществляют скважинами различных диаметров.

Диаметр скважин, мм . . .	105	63,5	63,5
Расположение скважин . . .	Параллельное	Параллельное	Перекрестное
Сетка скважин, м . . . . .	2,4—2,6×3	1,5×2,1	1,6×2
Сменная производительность труда рабочего при отбойке руды, т . . . . .	140	150	150
Выход руды, т/м . . . . .	0,7	3,5	3,0
Рискход ВВ, кг/т . . . . .	0,47	0,35	0,35

Отработанные камеры закладывают твердеющим материалом прочностью 5—6 МПа при сроках затвердевания 5,5—6 мес. При

такой прочности разубоживание от закладки составляет 2,3—3%, при снижении прочностя до 2,5—3 МПа оно увеличивается до 6—7%.

В состав закладочной смеси входят следующие компоненты: 40 кг цемента, 360 кг молотого шлака, 1260 кг песка, 360—400 л воды.

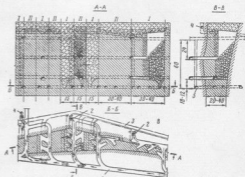


Рис. 2.26. Этажно-камерная система с закладкой выработанного пространства: 1 — доставочный штрек; 2 — вентиляционные выработки; 3 и 5 — соответственно закладочный и вентиляционный штрек; 4 — рудоспуск

Значения сменной производительности основного оборудования, входящего в комплекс, применяемый при обработке месторождения этой системой, приведены ниже.

Буровые установки:		
«ФЭИ-Дрифт» (2) . . . . .	40—50 м	
НКР-100 (2—3) . . . . .	15 м	
Погрузочно-транспортная машина СТ-5А с ковшом 4 м³ (3) . . . . .	240—480 т	
Примечание. В скобках приведено число используемых машин.		

#### Технико-экономические показатели этажно-камерной системы с закладкой выработанного пространства

Оборудование . . . . .	Переносное	Самоходное
Объем горно-подготовительных взрывных работ на 1000 т руды, м³ . . . . .	34	50
Потери руды, % . . . . .	3,5	2,5
Разубоживание, % . . . . .	10,5	6,0*

\* В переносных камерах.

Сменная производительность труда рабочего:

при проведении выработки, м <sup>3</sup> . . . . .	2,3	9,5
при бурении, т . . . . .	140	140
при выпуске и доставке, т . . . . .	160	250
за 50-й группы, т . . . . .	37	65

Недостатками этажно-камерной системы с площадным выпуском, как уже отмечалось, являются трудоемкость оформления и поддержания днища в связи с большими обжижениями в местах сопряжений орты с погрузочными заездами и разрушение крепи при взрывании негабаритных кусков руды в процессе выпуска.



Рис. 227. Этажно-камерная система разработки с применением самоходного оборудования и начальной (а) и конечной стадий (б) торцового спуска руды

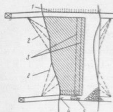


Рис. 228. Схема участка, при отработке которого используется погрузочно-доставочная машина с дистанционным управлением:

1 — обверная крепь; 2 — вертл из отрезков троса; 3 — скаканы; 4 — пульт управления; 5 — погрузочно-доставочная машина

При подготовке смежной камеры между двумя заложениями разнести орты с погрузочными заездами в рудном массиве не удастся и их проводят заново по твердеющей закладке. Для ликвидации этого недостатка при отработке целика между заложениями камерами применяют вариант торцового выпуска (рис. 2.27).

В процессе промышленных испытаний такой комбинированной системы [45] были получены показатели, приведенные ниже.

Выпуск . . . . .	Площадный	Торцовый
Объем горно-подготовительных и разрезных работ в днище камеры на 1 м ее длины, м <sup>3</sup> . . . . .	26,2	24

Сменная производительность труда рабочего:

при подготовительно-разрезных работах, м <sup>3</sup> . . . . .	9,5	10,5
при выпуске и доставке, т . . . . .	300	380
забойной группы по системе, т . . . . .	48	56
Продолжительность отработки камеры, мес . . . . .	9,8	7,1
Потери руды, % . . . . .	4,5	4,3

Таким образом, применение торцового выпуска при этажно-камерной системе является перспективным, так как при упрощении днища показатели извлечения не ухудшаются. Однако более существенные результаты по сокращению объемов горно-подготовительных работ и потерь руды достигаются применением самоходных машин, оборудованных дистанционным управлением, примеры использования которых имеются в зарубежной практике.

На руднике «Локербай» (Канада) применяют машины ПТМГС 5000 с дистанционным управлением для уборки руды из камер шириной 11, длиной 12—36 и высотой 45—60 м [1]. Камера оформляется верхней и нижней подсечками на всю ширину и отрезной шелью на всю высоту. Отбойка руды производится вертикальными скважинами диаметром 165 мм, пробуренными из верхней подсечной выработки пневмоударным способом (рис. 2.28).

Система радиоуправления ПТМ основана на тех же принципах, что и системы радиоуправления анималодеями. Например, система радиодистанционного управления ПТМ «ТОРОТЕЛ» базируется на цифровой системе передачи данных с использованием микрокомпьютера. Диапазон частот 26,8—27,8 МГц, выходная мощность 1 Вт, напряжение 12 В. Пульт управления переносной. В нем имеются ручки управления движением машины, включением тормоза и управления ковшом. Дополнительные кнопки включения и управления смонтированы на навали. Оператор подлезает на ПТМ в камеру, останавливает машину и включает дистанционное управление, затем садится за выносной пульт, расположенный недалеко от камеры и оборудованный двумя рычагами ручного и двумя педалями ногового управления, идентичными имеющимся на ПТМ. Оператор управляет ПТМ дистанционно таким образом, как будто он находится на самой машине. В ковш набирается руда, машина отводится в квершлаг, далее включается ручное управление, после чего оператор пересаживается на машину и отводит ее к рудоспуску. Цикл повторяется. Внедрение дистанционного управления позволило отказаться от сложного оформления днища камеры (от проходки воронок, дучек), добиться 100 %-ного извлечения руды, сделать труд оператора безопасным. Опыт отработки трех камер на указанном руднике показал, что производительность ПТМ с внедрением дистанционного радиоуправления не снизилась.

Средняя продолжительность одного цикла, в течение которого отбитая руда грузится с применением дистанционного управления на навал на расстоянии 30 м от оператора и затем доставляется с

применением ручного управления к месту выгрузки, находящемуся на расстоянии 90 м от входа в забой, составляет менее 5 мин.

На железорудной шахте «Ронкур» (Франция) в выработках площадью поперечного сечения 14 м<sup>2</sup> проводилась опытная эксплуатация самоходной погрузочной машины ST-8 фирмы «Валнер» с телеуправлением. Машина проработала 2047 ч, погрузив около 130 тыс. т руды. Результаты показали работоспособность системы, однако рабочий цикл машины с телеуправлением увеличился на 15 %, поэтому системе телеуправления предстоит дальнейшее совершенствование.

Применение самоходных машин с дистанционным и радиоуправлением позволяет расширить область применения камерных систем, сократить потери, разубоживание руды и обеспечить безопасность работ при погрузке и доставке руды.

Одним из направлений расширения области применения системы является также искусственное укрепление пород высечего и лежачего боков с использованием тросов, буровых скважин с последующим армированием и цементированием.

### 2.3.5. Подэтажно-камерная система разработки

Эту систему в сочетании с закладкой выработанного пространства применяют в породах средней устойчивости и неустойчивых, чему способствуют ограниченные размеры камер и целиков, а также искусственное укрепление пород высечего бока. На руднике «Катаалти» (Финляндия) этой системой (рис. 2.29) обрабатывают крутую залежь мощностью от 5 до 35 м. Выещающие породы менее устойчивы, чем рудный массив. Залежь по простиранию

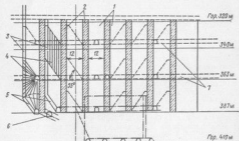


Рис. 2.29. Подэтажно-камерная система разработки с узкими бетонными целиками:

1 — очистные камеры; 2 — бетонные целики; 3 — отрезные выработки; 4 — буровые скважины; 5 — шпаловые дала; 6 — погрузочный съезд; 7 — подэтажные штреки

разделяют на камеры шириной 12 м и целики шириной 5 м. Высота подэтажа составляет 20—24 м. Первоначально обрабатывают более узкие камеры, выполняющие функции целиков, и закладывают бетоном (смесь цемента и классифицированных хвостов в соотношении 1:1). После трехмесячного затвердевания отработывают вторичные камеры. Отбойку руды ведут скважинами диаметром 51 мм в направлении снизу вверх из подэтажных штреков. Висячий бок крепят стальными тросами диаметром 25—32 мм, которые помещают в скважины глубиной до 30 м, и его концы (3 м) укрепляют бетоном. После затвердевания в течение 1—2 недель трос натягивают гидродоиландрами с усилием  $10^2$ — $3 \cdot 10^2$  кН и закрепляют бетоном по всей длине. Годовая производительность при добыче руды составляет 490 тыс. т, сменная производительность труда подземного рабочего — 20 т.

На Тининском руднике применяют подэтажно-камерную систему с закладкой выработанного пространства (рис. 2.30). Рудное тело разбивают по простиранию на блоки шириной 40 м, а этаж высотой 60 м — на три подэтажа. Из подэтажных выработок вквост простирания залежи нарезают восемь камер шириной 10 м, которые отработывают в нисходящем порядке в четыре или восемь очередей при ширине поддерживающего целика соответственно 20 или 10 м. Месячная производительность при выпуске составляет несколько тысяч тонн руды, сменная производительность труда подземного рабочего — 30 т [41].

На руднике «Молодежный» систему применяют для отработки крутой залежи (рис. 2.31). После выемки камерных заласов в верхнем и нижнем подэтажах, осуществляемой посредством полой отбойки руды из подэтажных штреков и торцового выпуска, обрушают междуканерные целики и потолочины с выпуском руды на основной горизонт через погрузочные заезды. Наклонный съезд для перемещения самоходных машин проходит в лежачем боку залежи и используют для отработки нескольких блоков. Особенность системы — комбинированный выпуск руды: торцовый из камер и площадной (через погрузочные заезды) после обрушения целиков. Сменная производительность при выпуске и доставке руды (ПТМ типа ПД-8) в среднем составляет 240—260 т/чел при длине доставки 40—50 м. При мощности залежи 3—5 м объем проводимых полевых выработок, приходящийся на



Рис. 2.30. Подэтажно-камерная система разработки с закладкой:

I, II, III, ... VIII — порядок выемки камер



1000 т руды, возрастает до 27—45 м<sup>3</sup>. Увеличение высоты этажа до 130—200 м и расположение рудоспусков через каждые 160—200 м позволяют повысить эффективность работ по сравнению с традиционной системой разработки подэтажными штреками.

Сравнительные технико-экономические показатели вариантов систем разработки (39)

Система разработки . . . . .	Подэтаж-ным штре-ками (орта-ми)	Подэтажно-камерная
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	47—55	50—63
Сменная производительность труда рабочего при проведении выработок, м <sup>3</sup> . . . . .	4—5	12—14
на очистных работах, т . . . . .	80—90	120—190
по блоку, м <sup>3</sup> . . . . .	8—10	14—16
Продолжительность подготовки блока, мес . . . . .	10—12	5—7

В варианте системы с камерами ромбовидной формы (см. рис. 2.31, б) предусмотрено сократить и разредить подэтажные погрузные орты, снизить потери за счет применения закладки [40]. Однако этот вариант требует проведения полевых подэтажных штреков и ортов, а для осуществления закладки при нисходящей выемке следует сохранять орты посредством установки разборной металлической опалубки, которая снимается после затвердевания массива.

Условноется также производство буровзрывных работ из-за необходимости оформления ромбовидных камер.

В связи с этим технология очистных работ при этой системе нуждается в дополнительных промышленных испытаниях для установления оптимальных параметров.

### 2.3.6. Система разработки подэтажными штреками

Систему применяют преимущественно для отработки вытнутых крутых (>50°) залежей средней мощности (от 4 до 15 м) в достаточно устойчивых вмещающих породах. В тех же условиях, но при менее устойчивых породах применяют, как правило, систему с магазинированием руды.

На руднике «Северный» систему подэтажных штреков применяют в сочетании с полевым наклонным съездом (рис. 2.32). Параметры системы: высота этажа 60 м, подэтажа 15 м, ширина камер 1,5—30 м, длина блока 40 м. Отбойку руды производят комплектом веерных скажина диаметром 56—65 мм, которые бурят из подэтажных штреков. Выпуск руды осуществляют на почку погрузных съездов площадью поперечного сечения 11,2 м<sup>2</sup>, располо-

женных через каждые 20 м по простиранию. Отработанные камеры заполняют твердеющей закладкой, состоящей из песка (1180 кг/м<sup>3</sup>), цемента (165 кг/м<sup>3</sup>), молотого медно-никелевого шлака (680 кг/м<sup>3</sup>) и воды (400 л/м<sup>3</sup>), плотностью 2,4 т/м<sup>3</sup> и прочностью 1,5—1,9 МПа.

При отработке месторождения этой системой применяют комплекс оборудования, состоящий из бурильных установок КБУ-50, АТ-1 (переносные) и ДУО-20, ДУО-П-5 (самоходные), машин

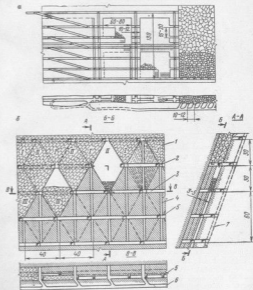


Рис. 2.31. Подэтажно-камерная система разработки залежей, вытнутых по простиранию с обрушением пилон и потолочин (а) и закладкой камер ромбовидной формы (б):

1 — закладка; 2 — погрузный орт; 3 — рудный штрек; 4 — возвышенный; 5 — подэтажный штрек; 6 — полевой штрек; 7 — коническая сталь; I, II, III — породы вмещающей камеры

для зарядки ЭМБС-2, погрузочных машин ПД-8, ЛФ-12 и ЛФ-7,2 и автосамосвалов МоАЗ-6401.

Основные показатели системы [40]

Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	56
Потери, % . . . . .	4,5
Разубоживание, % . . . . .	29
Сменная производительность по блоку, т . . . . .	280
Сменная производительность труда рабочего, т . . . . .	32

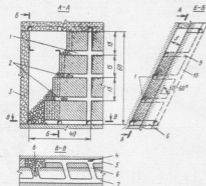


Рис. 2.32. Система разработки подэтажными штреками:

1 — подэтажный штрек; 2 — сетчатый буровый штрек; 3 — горизонтальный штрек; 4 — блоковый штрек; 5 и 7 — основные штреки и головной штрек; 6 — поручный штрек; 8 — поручно-доставочная машина; 9 — заезд на подэтаж; 10 — выкатный сит; 11 — выкатный сит

На Белоусовском руднике предложена схема проведения подготовительно-нарезных выработок для системы подэтажных штреков (рис. 2.33), при которой в результате проведения наклонного пологого съезда сокращается число выработок, проводимых по пустым породам. Кроме того, эта схема обеспечивает независимость и непрерывность проведения нарезных выработок, бурения, отбойки и выпуска руды в блоках с высокой степенью загрузки оборудования в течение смены. Доставочная выработка одновременно служит и для заезда оборудования на подэтажные бурные штреки, располагающиеся под углом 9°. По рудному телу на уровне доставочного штрека проводится горизонтальная выработ-

ка, из которой оформляется плоское днище камер. Звезды с доставочного штрека для выпуска руды проводят через каждые 12 м. На участках длиной 50 м днище оформляется сбойкой воронок с наклонной частью подэтажа. Каждая наклонная подэтажная выработка проводится на длину 250 м и затем переходит в верхнюю подсечку, служащую для закрепления потолочных камер анкерной крепью.

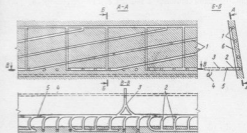


Рис. 2.33. Схема проведения подготовительно-нарезных выработок при системе подэтажных штреков:

1 — подэтажные выработки; 2 — заезд; 3 — заезд на рудоосушку; 4 — головной штрек; 5 — доставочная выработка; 6 — блоковый штрек

Для перепуска руды при проведении подготовительных выработок используются отрезные восстающие каждой камеры. Скажинны для отбойки руды бурят следом за подготовкой подэтажа с отставанием на 60—80 м. Отбитая руда доставляется в рудоосушки машинами с дизельным приводом. Доставка материалов при ведении нарезных работ и отбойке руды в камерах осуществ-

Таблица 2.6

Показатели	Система разработки подэтажными штреками с переключением оборудования	
	первоклассного	второго класса
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1 м <sup>3</sup> блоковых запасов, м <sup>3</sup>	0,248	0,310/0,267
В том числе во породе	0,041	0,118/0,096
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, м <sup>3</sup>		
при нарезных работах	1,98	3,8/3,8
при очистных работах	5,74	27,4/27,4
по блоку	4,23	8,0/9,5
Трудоёмкость при добыче руды из блока, чел-смен/т	0,07	0,04/0,033

Примечание. В числителе приведены показатели при подготовке блока наклонно-пологой выработкой, а знаменатель — рудными выкатными штреками.

ляется по наклонным подэтажным выработкам. Основные показатели вариантов системы приведены в табл. 2.6 [12].

На Риддерском руднике системой подэтажных штреков отработывают участки медно-цинковой залежи с углом наклона 70—90° в устойчивых вмещающих породах (рис. 2.34). Длина камер 40—60 м, высота 25—60 м. Отбойку руды в камерах осуществляют скважинами по сетке 2×2,5 м. Сменная производительность при бурении скважин диаметром 105 мм станком ЛПС-3м составляет

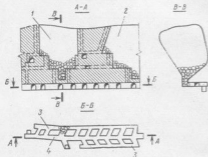


Рис. 2.34. Система разработки подэтажными штреками с доставкой руды взрывом к выпускным выработкам: 1 и 2 — соответственно отработанные пространство камеры № 1 и 2; 3 — выработка для бурения скважин, превращаемая после отбойки руды в сплошной дышай; 4 — доставочный штрос

13—15 м, при бурении скважин диаметром 51 мм бурильной установкой ЖЛХ — 55 м. Сменная производительность труда при отбойке — соответственно 126 и 233 т, выход руды 9—10 т/м.

Для сокращения пунктов погрузки используют взрыводоставку руды к выпускным выработкам, где применяют ПТМ типа «Каю-51» с ковшем и кузовом вместимостью соответственно 0,5 и 2,2 м<sup>3</sup>. Длина доставки 10—30 м, сменная производительность 60—270 т (в среднем 140 т).

Основные показатели вариантов системы подэтажных штреков [24]

Оборудование	Перезосное	Самозольное
Объем горно-подготовительных и взрезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup>	35	30
Сменная производительность труда рабочих:		
при проведении выработок, м <sup>3</sup>	2,5	5,3—6,9
при бурении, м <sup>3</sup>	43	80
при выпуске и доставке, т	115	140
по блоку, м <sup>3</sup> (без накладочных работ)	12	17
Месячная производительность по камере, т/м. т.	8—12	10—22

Рассмотренные примеры характеризуют основные тенденции в развитии системы подэтажных штреков с применением самоходной техники. В основе их лежит сокращение объема горно-подготовительных работ за счет как исключения полевых наклонного съезда, так и применения взрыводоставки и сокращения числа погрузочных пунктов при сохранении мобильности бурильных и погрузочно-транспортных машин.

### 2.3.7. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды

Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды подробно рассмотрена в работе [34]. При отработке руд цветных металлов она имеет ограничивное применение из-за относительно

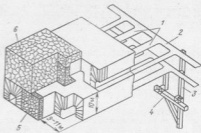


Рис. 2.35. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды: 1 — буродоставочный орты; 2 — сборочный штрос; 3 — рудоспуск; 4 — порожки тропиновых руды; 5 — слой отбойки руды; 6 — обрушаемые породы

низких показателей извлечения руды. Однако имеются и положительные примеры ее использования. На Хрустальненском ГОКе для отработки мощных крутых залежей применяют вариант системы (рис. 2.35) со следующими параметрами: высота подэтажа 10 м, расстояние между буродоставочными ортами 9—11 м, диаметр скважин 51 мм, л. н. с. 1,25 м, расстояние между концами скважин в веере 1,6 м, угол наклона вееров 80°. Выход руды составил 1,08 м<sup>3</sup>/м, выход негабарита (+400 мм) — 6—8 % (15 %). Сменная производительность ПТМ с ковшем вместимостью 2 м<sup>3</sup> — 132—303 т при длине доставки 135—20 м [27].

Применявшаяся ранее этажно-камерная система с массовым обрушением целиков оказалась менее эффективной из-за имевших место случаев самообрушения потолочни, разрушения целиков от сейсмического воздействия массовых взрывов, нарушения (до

30 %) скважин, большого выхода негабарита и трудностей поддержания рудовыпускного днаща.

Сравнительные технико-экономические показатели систем разработки

Система	Этажно-камерная с обрушением и торцовым выпуском	С поэтажными обрушениями и торцовым выпуском
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	34—107	27,7
Расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	2—2,7	1,8—2,0
Выход руды с 1 м скважины, м <sup>3</sup> . . . . .	2,7—4,5	1,08
Сменная производительность труда рабочего:		
при проведении выработок, м <sup>3</sup> . . . . .	3,5—4	5,3—8,9
при выпуске и доставке, т . . . . .	50—90	132
по системе, т . . . . .	20,7	46,9

Для повышения извлечения руды расстояние между буродолговыми ортами необходимо сократить до 8 м, так как в этом случае руда не переуплотняется (коэффициент разрыхления 1,35—1,36) и обладает хорошими сыпучими свойствами. Увеличение высоты поэтажа от 10 до 20 м снижает эффективность системы в связи с ростом потерь от 13 до 28 % и разубоживания на 4 %.

Нарастание горного давления с глубиной разработки ограничивает применение систем этажного обрушения, поэтому на глубинах свыше 1 км для отработки крутых залежей предпочтительнее система поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды [37].

На Алтын-Топканском руднике систему поэтажного обрушения применяют для отработки крутых рудных тел на участках с неустойчивыми породами.

Подготовка блока состоит в проведении ортов к рудному телу, проходке поэтажных и блоковых вентиляционных восстающих. Нарезные работы заключаются в проведении поэтажных буропроходочных рудных штреков и вентиляционных сбоек между ними.

Поэтажи отработывают с торцовым выпуском руды с опережением верхнего поэтажа по отношению к нижнему на 20 м и более.

Разбуривание руды осуществляют из поэтажных штреков верными скважинами, наклоненными в сторону обрушения.

Отбойку руды производят слоями толщиной 1,5—2,5 м и высотой, равной высоте поэтажа.

Проветривание поэтажных штреков осуществляется магнетальным способом. Свежий воздух нагнетается в забой поэтажных штреков по вентиляционным трубопроводам, загрязненный —

отводится по поэтажным штрекам и вентиляционному восстающему на вышележащий вентиляционный горизонт.

Технико-экономические показатели системы

Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup> . . . . .	40—50
Головая производительность по блоку, тыс. т . . . . .	200
Потери, % . . . . .	6,4
Разубоживание, % . . . . .	48,5
Сменная производительность труда рабочего:	
при выпуске и доставке, т . . . . .	100—150
при проведении выработок, м <sup>3</sup> . . . . .	7,7
по системе, т . . . . .	39,4

Высокое разубоживание руды на Алтын-Топканском руднике объясняется не только конструктивными параметрами системы, но и сложной морфологией залежей, однако, как уже отмечалось, низкие показатели извлечения являются одним из главных недостатков поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Для ликвидации этого недостатка применяют систему поэтажного обрушения с искусственной подвижной кровлей (рис. 2.36), при испытании которой получены показатели, приведенные в табл. 2.7 (Южно-Кимперсайское месторождение хромитов) [24].

Таблица 2.7

Показатели	Система разработки		
	с поэтажными обрушениями	открытым камерным с твердой подвижной кровлей	с поэтажными обрушениями и искусственной кровлей
Вспутационные запасы руды, млн. т	62,61	59,13	61,06
Содержание металла в добытой руде, %	43,7	48,9	47,5
Потери, %	10,0	5,0	5,0
Разубоживание, %	15,0	5,0	8,0
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup>	32,0	36,0	48,4
Головая производительность одного рабочего по руде, т	2520	2000	2440
Себестоимость 1 т руды, руб.	3,33	5,15	4,04
Себестоимость 1 т металла в руде, руб.	7,66	10,51	8,48
Капитальные затраты, млн. руб.	51,1	71,1 (включая складочный комплекс)	54,1
Приведенные затраты на 1 т металла в руде, руб.	66,1	63,0	65,0

Создание работоспособной конструкции искусственной кровли (гибкого разделяющего перекрытия) позволит сократить потери и разубоживание руды и расширить область применения системы.

На рис. 2.37 изображен вариант системы подэтажного (блочного) обрушения руды, особенностями которого являются частичное магазинирование отбитой руды в блоке, активизация обрушения налегающих пород, ступенчатый по вертикали фронт отбойки и выпуска руды, расположение буропогрузочных ортов на разных уровнях с ромбовидной формой отбиваемых слоев. При этой системе обеспечивается широкий фронт буровых и погрузочно-транспортных работ, которые могут осуществляться независимо в раз-

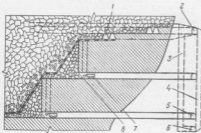


Рис. 2.36. Система разработки с подэтажным обрушением и искусственной подвальной кровлей (гибким перекрытием):

1 — очистной забой при системе со слоевой выемкой; 2 — вентиляционный штрапс; 3 — вентиляционно-кладовая выработка; 4 — рудоспуск; 5 — подэтажная выработка; 6 — штрапс отгрузки; 7 — погрузочно-доставочная машина; 8 — очистной забой при подвальной системе разработки

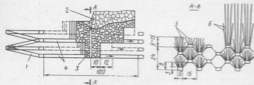


Рис. 2.37. Система подэтажного (блочного) обрушения:

1 — наклонный съезд; 2 — порода; 3 — обрушенная руда; 4 — погрузочные орты; 5 — свая для отбойки руды; 6 — взрывные снаряды для активизации обрушения породного массива

ных ортов. Параметры системы выбраны так, что в цехиках на каждом подэтаже остается 60—75 % горной массы (при традиционном варианте 25—35 %), но ступенчатый фронт погрузочных ортов и ромбовидная форма отбиваемых слоев обеспечивают приемлемые показатели извлечения руды.

Рассмотренные варианты системы подэтажного обрушения свидетельствуют о том, что применительно к месторождениям цветных металлов она характеризуется относительно низкими показателями извлечения руды и большим разубоживанием. Поиск оптимальных вариантов продолжается в направлении создания искусственного разделяющего перекрытия и подбора соответствующих параметров при отбойке и выпуске руды.

### 2.3.8. Система со слоевой выемкой и закладкой выработанного пространства

Система со слоевой восходящей выемкой (горизонтальных слоев) и закладкой широко применяется для разработки крутых вынутах по простиранию залежей малой и средней (от 3 до 12 м) мощности с относительно высоким содержанием металла в руде.

На рудниках фирмы «Бюлиден» (Швеция) эта система претерпела три фазы в своем развитии [50]. Первоначально (до 1960 г.) отбойка руды в слоях осуществлялась пробуренными вручную вертикальными шпурами, а для закладки, в которой выкреплялись рудоспуски и людские ходки, использовался порода или гравий. Сменная производительность труда забойного рабочего не превышала 9 т.

В 1960—1970 гг. слоевую отбойку руды производили горизонтальными шпурами, пробуренными с применением пневматических установок. В качестве закладки, в которой выкреплялись из листового стали рудоспуски и ходовые выработки, использовали хвосты обогащения. Для доставки руды применяли пневматические погрузочно-доставочные машины. Сменная производительность труда забойного рабочего достигала 10,5 т.

В третьей современной фазе развития системы подготовка блоков осуществляется проведением полевых наклонных съездов, проходкой рудоспусков и вентиляционных выходящих во вмещающих породах. При бурении используют высокопроизводительные электрогидравлические буровые и дизельные погрузочно-транспортные машины. Сменная производительность труда рабочего достигает 28 т, суточная производительность очистного забоя 1000 т при мощности залежи 15—20 м и высоте обрабатываемого слоя 7 м. Потери руды не превышают 10%, разубоживание — 5% (при системе подэтажных штрапов в этих условиях потери и разубоживание равны 20%).

Наряду с восходящей слоевой выемкой применяют и нисходящую. Например, на руднике «Гарпенберг» выемку вышестройной мягкой полиметаллической руды производят нисходящими слоями размером 4 × 5 м. Съезд и рудоспуски расположены в лежачем боку. После отработки слой почву выработки засыпают рудой на высоту 30 см и покрывают пластиковым материалом. Слой отбитой руды защищает закладку от разрушения взрывами при выемке нижележащей заходки. Затем выработку на высоту 1,5 м

заполняют твердеющей закладкой, содержащей 20 % цемента, а верхнюю ее часть высотой 2,5 м — закладкой 9 % цемента).

На Белоусовском руднике, длительное время разрабатываемом месторождении системой с выемкой горизонтальными слоями

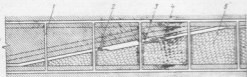


Рис. 238. Схема отработки блоков наклонными слоями с закладкой:

1 — боковой выстоящий; 2 и 3 — выработки для погрузки и доставки соответственно закладок и руды; 4 — буровая установка; 5 — закладка

ми и сухой закладкой, применяли вариант этой системы с выемкой наклонными слоями (рис. 238). Подготовка и нарезка блоков осуществляются подсекой выработкой по руде (на 6—7 м выше откаточного штрека) и выстоящими через каждые 60 м по простиранию. Для транспортирования руды, породы и вентиляций проводят околорудный полевой штрек с заездами через каждые 30 м и квершлага через 120 м к рудоспуску на полевом откаточном штреке. Для нормальной работы самоходных машин необходим наклонный фронт очистной выемки длиной 180—200 м. Выемку осуществляют снизу вверх слоями высотой 2 м. Бурение вертикальных шпуров производят буровой установкой, погрузку — доставку руды — погрузочно-транспортной машиной в рудоспуск, вторая машина транспортирует закладку. Сравнительные показатели вариантов этой системы приведены в табл. 2.8.

На одном из рудников систему с нисходящей слоевой выемкой применяют для отработки крутой залежи.

Таблица 2.8

Показатели	Система с выемкой слоями с применением оборудования	
	первоклассного	второго
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1 м <sup>3</sup> блоковых запасов, м <sup>3</sup>	0,132	0,14/0,093
В том числе по породам	—	0,072/0,046
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, м <sup>3</sup> :		
при жареных работах	2,22	4,2/4,2
на очистных работах	5,01	12,9/12,9
по блоку	4,38	8,8/10,3
Трудоемкость при добыче руды из блока, чел-смену/т	0,065	0,035/0,029

Примечание. В числителях приведенных показателей — при подготовке блока полевым наклонным слоем.

Заходки размерами 4×4 м располагают вкост простирания (рис. 239), оставляя между ними щель шириной 8 м, нижний слой заходок смещают на половину ширины верхних. Смежные заходки отработывают при прочности закладки не менее 0,7—1 МПа,

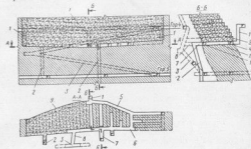


Рис. 239. Схема отработки блока горизонтальными слоями с нисходящей выемкой, закладкой и применением дизельного самоходного оборудования:

1 — закладочно-вентиляционная выстоящая; 2 — рудоспуск; 3 — транспортный слой; 4 — перемычка; 5 и 6 — соответственно закладочно-вентиляционный и транспортный штреки; 7 — разгрузочный шпур; 8 — основной выезд; 9 — закладка; 10 — очистная выемка

а заходки, расположенные под закладкой, — при прочности не менее 2,7—2,9 МПа. Такая прочность достигается через 7—28 сут. Расход компонентов на 1 м<sup>3</sup> закладочной смеси следующий: 1065 кг пемзового песка, 185 кг цемента М 300, 425 л воды. Для предотвращения отслоений закладки в кровле заходки крепят рязами через 1,5—2 м.

При обруивании забоев верхние шпуров располагают в 0,5—0,8 м от кровли во избежание ее подрыва. С этой же целью на почве заходок оставляют слой отбитой руды на высоту 10—20 см.

Технико-экономические показатели применения системы разработки горизонтальными слоями с закладкой и нисходящей выемкой

Объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, м <sup>3</sup>	29,1
Годовое понижение горных работ, м	8,5
Потери, %	2,3
Резубокование, %	8,0
Расход материалов на 1 м <sup>3</sup> руды:	
ВВ, кг	0,92
кременного леса, м <sup>3</sup>	0,06
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, м <sup>3</sup>	8,7
Сменная производительность погрузочно-доставочных самоходных машин, т	207

Система совершенствуется в направлении изыскания более дешевых вижущих и быстротвердеющих материалов, а также новых видов предохранительной крепи [6].

На рис. 2.40 показан вариант слоевой нисходящей выемки крутой залежи, отличие которого состоит в том, что вспомогательный грузолодковый восстающий размещен в центре панели, а слоевые заходки ориентированы в основном по простиранию залежи. Порядок выемки заходок установлен таким образом, чтобы обеспечить их вентиляцию, доступ в забой бурильных установок и ПТМ, а также подачу закладки.

Конструкция перемычек, возводимых в слоевых заходках, и способ армирования слоев при нисходящей выемке показаны на рис. 2.41.

Слоевые системы совершенствуются и развиваются в следующих направлениях:

возрастание площади поперечных сечений слоевых заходок вследствие применения оборудования с увеличенными параметрами и более совершенных видов крепи;

удешевление закладочных работ, подбор быстротвердеющих составов смесей, упрощение подачи закладочного материала с применением гидротранспорта и заполнение им слоевых заходок;

механизация работ, связанных с изоляцией заходок, возведением перемычек и армированием кровли.

Рассматривая приведенные ранее примеры разработки горизонтальных, наклонных и крутых залежей, можно выделить следующие основные тенденции в развитии систем разработки в отечественной и зарубежной практике.

1. Переход от значительного числа малых забоев к ограниченному числу больших.
2. Замена полевой подготовки блоков и панелей рудной там, где это возможно по горно-техническим условиям.
3. Замена выпуска руды из ниш и дучек выпуском в траншеи и погрузочные заезды на почве достаточного горизонта.
4. Поддержание выработанного пространства бетонными ленточными щелками вместо рудных изолированных.
5. Использование твердеющих закладочных материалов с применением гидротранспорта; замена щебеночного или гравийного заполнителя «хвостами» обогащения, а дорогостоящего вижущего (цемента) более простым с использованием местных материалов, молотых шлаков.
6. Замена ходовых восстающих с лестничными отделениями наклонными выработками с механическими подъемниками и автотранспортными съездами для доступа к очистным забоям.
7. Отказ от рудоспусков, выкрепленных в закладке. Сооружение полевых рудоспусков в местах, наиболее удобных по условиям транспортирования и сосредоточению запасов.
8. Переход от большого числа транспортных горизонтов с рельсовой откаткой в вагонетках небольшой вместимости к ограничен-

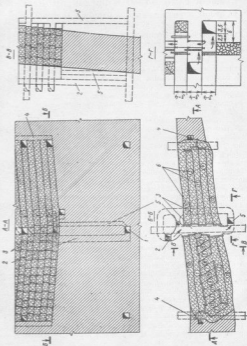


Рис. 2.40. Схема разработки крутой залежи нисходящей слоевой выемкой:  
 1 — порядок отработки слоевой выемки;  
 2 — порядок отработки вспомогательного восстающего;  
 3 — бетонная лента;  
 4 — армирование;  
 5 — вентиляция;  
 6 — рудоспуск;  
 А — А — сечение шахты;  
 Б — Б — сечение выемки.  
 МА — МА — сечение шахты.

ному числу концентрационных горизонтов с крупным подвижным составом и автоматизированным управлением.

9. Замена пневматических перфораторов на пневмоподдержки гидрофицированными буровыми машинами. Ограничение применения дизельного привода и расширение использования электрогидропривода ходовой части подземных погрузочно-транспортных машин. Внедрение дистанционного и полуавтоматического управления забойными механизмами.

### 3. ВЫБОР САМОХОДНЫХ МАШИН И КОМПЛЕКСОВ

#### 3.1. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА МАШИН И ФОРМИРОВАНИЕ КОМПЛЕКСОВ

Разнообразные и сложные горно-технические условия разработки руд цветных металлов определяют применение различных по конструктивному выполнению и технологии систем разработки, а они, в свою очередь, определяют широту диапазона необходимых конструкций и типоразмеров машин.

К факторам, влияющим на конструктивное выполнение и рабочие параметры машин, относятся:

- высокая крепость и абразивность руд;
- разнообразие площадей поперечных сечений очистных забоев;
- жесткие требования по ограничению загрязнения воздушной среды (пыль, газ, масляный туман);

- крутые повороты, ограниченные площади поперечного сечения выработок, плохая видимость, неровная и обводненная почва, наличие подъемов и спусков, затрудняющих мобильность при перемещении и работе оборудования.

В этих условиях конструкция машин должна обеспечивать: широкий диапазон рабочих параметров при относительно небольших размерах и массе, что желательно с точки зрения сокращения типоразмеров и унификации узлов;

- надежность в работе и удобство в обслуживании;
- автономность привода, что позволяет устранить сложные коммуникации и работы по их систематическому паразитированию;
- достаточно высокую мощность и производительность;
- безопасность эксплуатации;
- экономичность.

За последние 10—15 лет в отечественной горнорудной и машиностроительной промышленности проделана значительная работа по определению рациональных типоразмерных рядов буровых, погрузочно-транспортных и вспомогательных машин, созданию опытных и промышленных образцов, которые до некоторой степени удовлетворяют вышеуказанным требованиям, а также подготовке их к серийному производству [17, 18 и др.].

Однако полного набора машин, необходимого для формирования добычных комплексов, пока не создано.

Под комплексом следует понимать совокупность машин, обеспечивающих механизацию всех звеньев технологического процес-

са, увязанных по их основным параметрам и производительности. В него входят машины для бурения шуров и скважин, зарядки ВВ, погрузки и транспортирования руды, крепления очистных забоев и выработок, зачистки почвы камер, закладки выработанного пространства (когда она входит в технологический процесс очистной выемки и выполняется самоходными машинами).

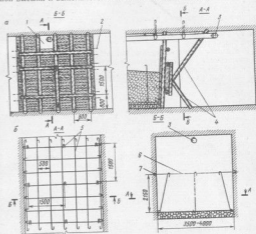


Рис. 241. Схемы возведения перемычек (а) и армирования закладок (б) при анисходящей слобовой выемке:

1 — лез-дек; 2 — скоба крепления перемычки; 3 — брус-перемычка; 4 — распорки; 5 — орнаментная сталь; 6 — проволока; 7 — пробка

В комплексе не следует включать машины для перевозки людей, грузов и технического обслуживания (краны, топливозаправщики передвижные мастерские), которые относятся к категории обслуживающих и могут обеспечить работу нескольких добычных комплексов.

Выбранный комплекс машин должен соответствовать горно-технологическим параметрам применяемой системы разработки, и главным образом производительности. В работе [34] сделаны предположения для выбора оптимального состава машин и комплексов. За основной параметр принят фронт очистной выемки,



в зависимости от размеров и подвигания которого рассматриваются параметры машин и возможная производительность комплекса.

Рациональное использование фронта очистной выемки с учетом конкретных условий (включая организацию работ) и обеспечения наибольшей интенсивности его подвигания способствует достижению наилучших технико-экономических показателей разработки и, следовательно, соответствует критерию оптимальности.

При использовании рекомендуемой в указанной работе методики упрощаются расчеты по выбору машин как основного, так и вспомогательного назначения и составу комплексов без ущерба для точности выбранных параметров и экономической эффективности разработки.

Рекомендуем следующий порядок выбора машин и комплексов: выяснение и уточнение условий эксплуатации; определение фронта очистной выемки в соответствии с выбранной системой разработки и установление возможных темпов его подвигания;

выбор типов бурильных и погрузочно-транспортных машин — основных в комплексе;

проверка соответствия машин условиям безопасности и действующим нормам и инструкциям;

выбор оптимальных типоразмеров машин с точки зрения наилучшего использования фронта очистной выемки и определение их производительности;

формирование комплекса машин по их параметрам и производительности — определение числа машин в комплексе с учетом всех ограничивающих и влияющих факторов;

выбор обслуживающих машин, не входящих в комплекс.

### 3.2. БУРИЛЬНЫЕ МАШИНЫ И УСТАНОВКИ

Определяющие параметры для выбора бурильных машин — диаметр и глубина шпуров (скважин), которые выбирают с учетом горно-технических условий и системы разработки.

Глубина шпуров (скважин) и габариты бурильных машин оказывают основное влияние на схему расположения и объемы проведения горно-подготовительных и нарезных выработок в блоке.

Сетка размещения зарядов взрывчатых веществ, определяющая их расход на 1 т, зависит от диаметра скважин, оптимальные значения которого определяются способом бурения, плотностью заряжения и типом ВВ. От правильного выбора диаметра и глубины шпуров в скважин применительно к таким горно-техническим условиям разработки, как мощность рудной залежи, крепость и абразивность руды, ее трещиноватость, взрываемость, а также к параметрам системы разработки, зависит эффективность добычи руды в целом, так как удельный вес бурения и отбойки руды по трудоемкости превышает 30 % от общей трудоемкости добычи (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Вид работ и комплексов	Относительная трудоемкость процессов, % по системам		
	затяжного обрушения	подвижного обрушения	камерной и доствойной руды
Горно-подготовительные работы	19	21	23
Нарезные работы	25	24	17
Бурение скважин	21	24	29
Отбойка руды	5	7	7
Выпуск руды	30	24	24

Сложные горно-технические условия, характерные для месторождений руд цветных металлов, вызывают необходимость бурения шпуров и скважин с различными диаметрами и глубиной. Причем, как правило, их величину ограничивают не только технические и стоимостные показатели бурения, но и технологические параметры систем разработки, физико-механические характеристики массива.

На рис. 3.1 показано влияние расположения и диаметра скважин на результаты буровзрывных работ. Увеличенный диаметр скважин при малой мощности рудного тела или перебур их приводит к разубоживанию руды, а отклонение от заданных параметров — к потерям и выходу негабарита.

Таким образом, для каждой системы разработки, ее определенных параметров и физико-механических свойств массива существуют наиболее целесообразные способы бурения, диаметр и глубина скважин, а следовательно, и оптимальный тип бурильной установки. При выборе способов бурения в зависимости от характера пород и их крепости можно пользоваться данными, приведенными в табл. 3.2.

Фирма «Секома» пользуется для этой цели специальной диаграммой (рис. 3.2), на основе которой по истиранию коронки И в течение 30 с при различной скорости бурения  $v_b$  массива относят к одной из четырех зон, соответствующих определенному виду бурения.

В практике отечественных рудников при добыче цветных металлов преимущественное применение нашли станки пневмодарного бурения с диаметром скважин 105 мм, сменная производительность которых в крепких рудах не превышает 10—12 м (—150 т).

Ударно-вращательный и вращательно-ударный способы с использованием пневматических бурильных машин занимают второе место [14].

Как видно из табл. 3.3, область применения гидравлических бурильных машин расширяется. Высокие ударная мощность и крутящий момент, характерные для машин этого типа, позволяют ликвидировать разрыв в диаметре скважин между перфораторным

Породы и материалы	Материалы	Продолжительность проб при скважинах, МПа	Средней бурения			
			продольный		поперечный	
			скорость, р/мин	глубина бурения, м	площадь поперечного сечения, МПа	характеристики бурения
Минеральное топливо, промышленное сырье, руды	Уголь	14-40	×			×
	Кремниевая сталь	30-40	×			×
	Глина	20-30	×			×
	Сульфидные руды	60-80	×			×
Магнетитовые породы	Боксит	100-150	×			×
	Англит	100-150	×			×
	Известняк	80-130	×			×
	Плазматаласситовые руды	80-130	×			×
Известняк твердый	Известняк твердый	120-180	×			×
Осадочные породы	Песчанок	30-60				×
	Глинистые сланцы	50-100				×
	Доломит	100-180				×
	Карбонат известняк Кларифит	150-250				×
Метаморфические породы	Мелкоф. Гнейс	60-130	×			×
		100-300	×			×
Магнетитовые породы	Гранит	130-260				×
	Базальт	> 250				×

Средняя бурения

Ударно-вращательный (У.В.) и ударно-ударный (В.У.) с применением буровых вишпир-вращательских гидравлических пневмоударных (ПУ) и вращательных с применением парового двигателя (В-П) алмазных коронки (Б-А)

\* Число скважин скважина равно 0,1-0,4 МПа.  
\*\* То же, 1,0-1,5 МПа.

Таблица 3.3

Средней бурения	Параметры скважины			Величина средней производительности, т/ч			Удельный вес, %	
	Диаметр, мм	Глубина, м	Объем, м	и	у	Достижимый уровень	Производимая скважина	
Ударно-вращательный (У.В.) и ударно-ударный (В.У.) с применением буровых вишпир-вращательских гидравлических пневмоударных (ПУ) и вращательных с применением парового двигателя (В-П) алмазных коронки (Б-А)	40-70	9-14	150-100	450-400	10	90-95	10	90-95
	50-100	20-30	200-80	900-800	—	45-65	—	45-65
	125-150	25-30	30-25	450-500	85	12-15	85	12-15
	145-190	35-40	15-20	300-600	4,5	2-3	4,5	2-3
50-60	—	50-60	220-300	—	—	—	—	1-2

Таблица 3.4

Показатели	Перфоратор					«Скважина»
	СОР 1018	СОР 1032	АД192	НП-800	НП-165	
Число ударов, мин <sup>-1</sup> Энергия удара, Дж Число вращений, мин <sup>-1</sup> Ударная сила, Н*м Ударная мощность, Н Масса, кг Габариты, мм Фирма-изготовитель	2400-3000	2500	3240	2500	3100	3500
	500	350	325	165	180	207
	300	300	200	230	200	300
	6000	140	260	450	300	160
	142	600	130	180	1030	1875
	985×250× ×225	805×280× ×225	1108×277× ×224	1060×270× ×233	110 ×235	112 ×235
	«Аукас Кортек (Швейцария)	«Аукас Кортек (Швейцария)	«Аукас Кортек (Швейцария)	«Аукас Кортек (Швейцария)	«Аукас Кортек (Швейцария)	«Аукас Кортек (Швейцария)

и пневмударным бурением, применив его в диапазоне диаметров 50—100 мм. Это качество позволяет существенно расширить область применения гидравлических бурильных машин, тем более что они имеют более высокую производительность, расходуют меньше

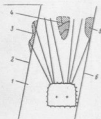


Рис. 3.1. Схема расположения скважины, включающая на результаты буровых работ:  
1 — руда; 2 — выщелоченный бокс; 3 — ракушечник; 4 — валун; 5 — гонимый рудок; 6 — ложный бокс

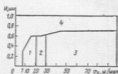


Рис. 3.2. Диаграмма и определение области различных видов бурения: 1, 2 и 3 — области вращательного бурения соответственно при сильной подаче [ $M_{\text{вр}} = 4 \cdot 10^4 \text{ Н}\cdot\text{м}$ ,  $n = 300 \text{ мин}^{-1}$  (свистящая, боковая, летящая и сланинг)], средней подаче [ $10^4 - 800 \text{ мин}^{-1}$  (железные руды Лопарьганг)] и слабой подаче [ $M_{\text{вр}} = 150 \text{ Н}\cdot\text{м}$ ,  $n = 1200 \text{ мин}^{-1}$ ]; 4 — область вращательно-ударного бурения

энергии, не создают шума при работе, выделяют небольшое количество воды и масла и почти не образуют тумана.

Технические характеристики некоторых гидравлических перфораторов приведены в табл. 3.4 [44].

Сравнительные показатели бурения скважин пневматическими и гидравлическими перфораторами

Перфоратор . . . . .	Обычный пневматический	Гидравлический СОР 1038Н
Диаметр скважины, мм . . . . .	57	70
Глубина скважины, м . . . . .	30	30
Сменная производительность, м . . . . .	50—60	100—120
Выход руды, т/м . . . . .	11—13	17
Протяженность пробуренных скважин, м	3200	6000
Количество отбойной горной массы, т . . . . .	38 000	102 000
Относительная стоимость отбойки 1 т, %	100	63

В качестве недостатков гидравлического способа можно отметить более высокую стоимость оборудования и необходимость размещения двигателя с масляным насосом непосредственно на бурильной машине (для сокращения потерь давления в шлангах), а также более сложное обслуживание.

Рассмотрим основные предпосылки выбора установок для бурения шпуров и скважин.

Ударно-поворотный и вращательно-ударный способы бурения применимы в широком диапазоне горно-технических условий. Бурильные машины пневматиче-

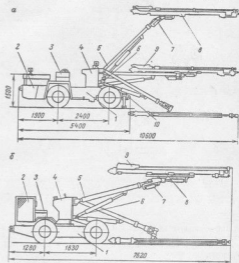


Рис. 3.3. Схемы установок шириной 2400 мм (а) и 2000 мм (б) для бурения шпуров:

1 — рама; 2 — двигатель; 3 — место водителя; 4 — пульт управления; 5 — манипулятор; 6 — опорная шельва манипулятора; 7 — полиспаст; 8 — податчик; 9 — перфоратор; 10 — дозатор

скими или гидравлическими перфораторами, стреловыми манипуляторами обычного или универсального типа [28]. Схемы установок для бурения шпуров изображены на рис. 3.3.

Универсальный манипулятор (рис. 3.4) имеет семь степеней свободы (у обычных четыре-пять), он позволяет обуривать забой размерами от 2×2 до 10×10 м. Известны несколько типовых схем рабочего положения бурильных установок (рис. 3.5).

При бурении и отбойке руды в условиях одной обнаженной плоскости (см. рис. 3.5, а) площадь забоя оказывает существенное влияние на параметры и показатели буровзрывных работ.

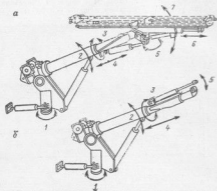


Рис. 3.4. Универсальный стреловой манипулятор с семью степенями свободы (а) и с пятаком (б):

1 — поворот стрелы; 2 — поворот стрелы; 3 — вращение податчика; 4 — выдвижение стрелы; 5 — опрессовка податчика; 6 — выдвижка салазок и забоя; 7 — выдвижка податчика

Значения выхода руды с 1 м шпура при определенной площади поперечного сечения  $S$  в зависимости от изменения диаметра шпура, пробуренного в породах с коэффициентом крепости  $f=10-12$ , приведены ниже.

Диаметр шпура, мм	32	34	45
Выход руды, м <sup>3</sup> /м			
при $S=6 \text{ м}^2$	0,14	0,17	0,2
при $S=20 \text{ м}^2$	0,25	0,33	0,46

Число шпуров в цикле отбойки при увеличении  $S$  изменяется следующим образом:

$S, \text{ м}^2$	5	10	20
Число шпуров при их диаметре:			
32 мм	25	45	65
45 мм	25	35	45

Как следует из приведенных данных, при увеличении площади поперечного сечения забоя в 4 раза число шпуров удваивается, но в малом сечении оно остается примерно одинаковым независимо от диаметра.

Значения выхода руды в зависимости от изменения глубины шпуров приведены ниже.

Диаметр шпура, мм	34	34	45	45
Глубина шпура, м	2,44	4	3	4,6
Выход руды, м <sup>3</sup> /м	0,3	0,23	0,43	0,35

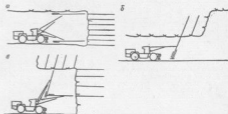


Рис. 3.5. Схемы рабочего положения универсальной буровой установки при камерно-столбовой (а), слесовой и сплошной системах разработки (б) и выемке сломки на ось высоту камеры (в)

Необходимо отметить, что скорость бурения перфораторами при увеличении глубины и диаметра скважин снижается (рис. 3.6), что объясняется потерями энергии на трение бурового става и вращающей бурового инструмента [14]. С увеличением глубины шпуров удельный расход ВВ на отбойку также увеличивается.

Однако следует иметь в виду, что при большой глубине бурения производительность буральной установки возрастает при одной и той же скорости бурения за счет сокращения затрат времени на перемещение установки и закручивание (рис. 3.7). То же самое наблюдается и при увеличении диаметра шпуров в связи с сокращением их числа.

При выборе числа буральных установок в комплексе следует учитывать взаимные помехи, которые возрастают с уменьшением площади поперечного сечения выработки и увеличением числа машин (рис. 3.8). Таким образом, при выборе буральных установок, характеристика которых приведена в табл. 3.5, следует учитывать рассмотренные факторы, влияние которых различно в зависимости от горно-технических условий. В общем виде можно считать, что оптимальные длины штаг при площади поперечного сечения за-

бой до 20 м<sup>2</sup> составляют 3 и 3,6 м соответственно для шпуров диаметром 34 и 45 мм. При увеличении площади сечения забоя длина шпуров может возрасти до 4—4,5 м при их диаметре 45—52 мм.

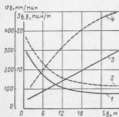


Рис. 3.6. Графики зависимости  $\sigma$  (1 и 2) и затрат времени на бурение 3, 4 от глубины бурения  $l_b$ : сплошная линия — при диаметре скважины 53,5 мм, пунктирная — при диаметре скважины 50,8 мм

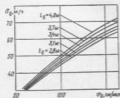


Рис. 3.7. Графики зависимости часовой производительности буровой установки  $P_b$  от скорости бурения  $v_b$  при различной глубине скважины  $l_b$

Наиболее приемлемое число бурильных установок, работающих в забое площадью поперечного сечения до 20 м<sup>2</sup>, равно двум (при крепких породах 3), при большей площади — трем-четырем. Значения производительности бурильных установок в зависимости от диаметра шпуров приведены ниже.

Диаметр шпуров, мм	42	55
Светлая производительность бурильных установок, м:		
«Бумер-135»	74,6/78,3	62,5
ЗБК-5Д	74,6/78,3	62,5
«Каво-Дрилл-555Д»	54,7/42,8	44,3/3,3
ВТФ-2	67,6/54,2	51,3/42

Примечание. В числителе указана производительность установок при бурении осадочных шпуров, а знаменателе — при бурении горючих шпуров.

При бурении глубоких скважин (рис. 3.9) наиболее трудоемкой и длительной операцией является замена буровых штанг.

При увеличении длины штанг (или буровой стали) сокращаются число замен на одну скважину, потери энергии в муфтах, повышается жесткость бурового става. Кроме того, большой ход автоподатчика способствует направленному бурению и уменьшению

Таблица 3.5

Показатель	Буровые установки					Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	
	УВШ-332Д	УВШ-332Д	СКВ-2М	БСВУ-2К	ЗУВН-2П		ВТФ-2
Максимальные размеры забоя, обурываемого с одной установкой, м:	7,0	4,5	3,0	6,0	3,2	5,0	4,5
	4,9	0,5	5,5	6,2	4,5	—	5,6
Площадь поперечного сечения обурываемого забоя, м <sup>2</sup>	15—60	8—22	6—20	18—50	6,7—14	—	24
	3	ПК-75 Вентури с пневмоструйкой	2	БГА-1М Вентури	2	ПК-60 Цепной	2
Ход полена (глубина скважины), м	3—4	3	2,5	4	2,5	2,8	2,9
	Пневмоклассная Дажалыя	Пневмоклассная Дажалыя	Газоструйная	Пневмоклассная	Пневмоклассная	Дажалыя	Дажалыя
Характерная часть двигателя	55	55	14,7	18	20	64	33
	10	10	0,8	0,8	0,5	15	10
Мощность двигателя лодовой части, кВт	15	1,5	20	20	12	8,4	4,7
	5,8	—	—	—	3,0	—	—
Предельная скорость вращения, об/мин	12 100	10 000	7110	9500	6 500	12 400	8400
	2800	1700	1870	2100	1500	2200	1800
Транспортные габариты, мм	2800	2300	1750	2750	1500	2600	1800
	200	12	6,7	14	6,25	14,5	8,9
Масса установки, т							
	Фирма, страна						

Показатель	Буровая установка						«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»
	«Буровая установка»	«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»	«Модернизация»							
Максимальные размеры забоя бурового с одной установкой, м:	6,7	7,0	3,7	4,6	4,8	7,65	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
Площадь поперечного сечения бурового забоя, м <sup>2</sup>	12,5	12,7	5,1	5,8	6,4	10,7	5,1	5,1	5,1	5,1	5,1	5,1	5,1
Число буровых машин	2	3	2	2	3	3	2	2	2	2	2	2	2
Буровая машина	KOP-1038	KOP-1038	E-400	ИЛ-408	MR-600	MR-600	E-400	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600
Податчик	БУТ-15	БУТ-15	БУТ-15	MR-600H	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600	MR-600
Хол. подача (глубина скважин), м	4,3	4	2,5-3,66	3,66	3,66	3,66	3,66	3,66	3,66	3,66	3,66	3,66	3,66
Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м	Хол. подача (глубина скважин), м
Давление	Завтра-свай*	110	40	67	63	74	22	22	22	22	22	22	22
Мощность двигателя ходовой части, кВт	10	16	6	5	8	8,5	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2	7,2
Скорость передвижения, км/ч	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Проездной угол, градус	9,5	7,25	4,6	5,0	—	6,8	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Внешний радиус поворота, м	14,500	13,100	10,050	10,000	10,000	11,700	5250	5250	5250	5250	5250	5250	5250
Транспортируемые габариты, мм:	2500*	2000	1550	1900	2610	2880	1900	1900	1900	1900	1900	1900	1900
Масса установки, т	2500***	3000***	1780	2000	2460	3600	800	800	800	800	800	800	800
Формы, страна	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»	«Атлас Конков, Швеция»

\* Длина забоя и площадь забоя 120 м.  
 \*\* Длина забоя 10 м.  
 \*\*\* По скваж.

отклонения скважин. Все эти факторы повышают среднюю эффективную скорость бурения.

Однако длина штанг  $L_{ш}$  ограничивается размерами буровых выработок и конструкцией автоподатчиков (рис. 3.10).

Наиболее распространены три типа податчиков: винтовой, с гидrocилиндром и цепной. Винтовой податчик обеспечивает большое усилие подачи, однако требующие замены изнашивающиеся части его дороги. Кроме того, при изменении длины подачи необходимы специальные винты.

Податчик с гидrocилиндром обеспечивает быстрое перемещение инструмента и требуемое усилие, однако для каждой длины подачи необходим специальный цилиндр.

Цепной податчик имеет все преимущества предданных, не требует изменения узлов для любой подачи (изменяется лишь длина цепи), надежнее в сравнении с винтовым и дешевле в эксплуатации. Основные показатели некоторых типов податчиков приведены в табл. 3.6.

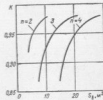


Рис. 3.8. Графики зависимости коэффициента снижения производительности буровых установок  $K$  в зависимости от площади поперечного сечения выработки  $S_{\perp}$  при различном числе машин в забое  $n$ .

Таблица 3.6

Податчик	Марка	Объем подачи податчика, м <sup>3</sup>	Длина подачи, мм	Масса податчика, кг	Фирма-изготовитель
Телемеханический	BMHT 240	3435	2400	260	«Атлас-Конков»
	BMHT 400	5050	4000	265	»
	BMH 400	5000	4000	260	»
	BMH 614	5395	4005	380	»
Гидравлический	BMH 618	7125	5235	420	»
	HFM8	5050	2670	499	«Горден-Денвер»
	HFM 16	7400	5110	690	»
	BMS812	5310	4900	320	«Атлас-Конков»
Цепной	K350A×6	3120	2030	220	«Тарков»
	K3100×10	5400	3600	610	»

С точки зрения уменьшения объема горно-подготовительных работ площадь поперечного сечения буровых выработок или камер желательнее иметь наименьшими, однако в малое сечение вписать высокопроизводительную машину невозможно, поэтому и проведение их сложнее. Вследствие этого площадь поперечного сечения буровых выработок выбирается с учетом влияния всех указанных

факторов, включая и оптимальную длину штанг. Типовые схемы рабочего положения бурильных установок показаны на рис. 3.11. Наиболее оптимальный вариант при системе с подэтажным обрушением — использование двух стрел в одной плоскости (см. рис. 3.11, а). Применение трех стрел вызовет помехи при перемещении. Использование двух стрел в разных плоскостях рационально при необходимости иметь в забое двух человек и наличии большого фронта работ, но коэффициент использования бурильных машин при этом снижается. При слоевой выемке возможно применение скважин как наклонных, так и вертикальных (см. рис. 3.11, б и в).

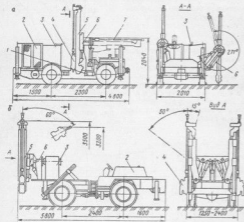


Рис. 3.9. Схемы установок для бурения скважин с центральным (а) и торцовым (б) расположением бурильных машин:

1 — рама; 2 — двигатель; 3 — узел управления; 4 — бурильная машина; 5 — податчик; 6 — маневратор; 7 — бурильная машина в транспортном положении

При отбойке руды из подэтажных выработок используют веерные скважины (см. рис. 3.11, г) или параллельные, разбуриваемые одной или при необходимости двумя бурильными установками (см. рис. 3.11, д).

Целесообразность применения веерных или параллельных скважин зависит от ряда факторов, и прежде всего от применяемого

бурового оборудования, затрат на проведение горно-подготовительных выработок, удельный объем которых больше при параллельных скважинах, что и делает этот способ отбойки более трудоемким.

Веерное расположение скважин предпочтительнее при условии,

$$\frac{h_b W_e (0,6B_c - B)}{H_c (0,75B_c - e)} > \frac{Z_e}{Z_{к.р.}} \quad (3.1)$$

где  $h_b$  — высота выработки, м;  $W$  — л. и. с.;  $e$  — расстояние между скважинами, м;  $B_c$  и  $B$  — соответственно ширина слои и выработки, м;  $H_c$  — высота слоя, м;  $Z_e$  и  $Z_{к.р.}$  — соответственно затраты на бурение 1 м скважин и выемку 1 м<sup>3</sup> полезного ископаемого при нарезных работах, руб.

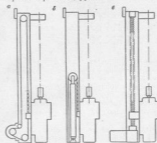
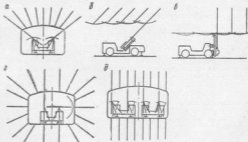


Рис. 3.10. Схемы штыря (а), с гидравлическим цилиндром (б) и винтового (в) податчиков

Рис. 3.11. Схемы рабочего положения бурильной установки для веерного бурения скважин при системах подэтажного обрушения (а), со слоевой выемкой и применением наклонных (б) и вертикальных (в) скважин, этакно-слезной и податных штреков (г), с уступной выемкой и подэтажной отбойкой (д)



На рис. 3.12 показаны графики зависимости трудоемкости бурения от длины штанги при веерном и параллельном расположении скважин [14], из которых следует, что трудоемкость бурения резко возрастает при укороченных штангах (менее 0,8 м) в обоих случаях, причем при веерном расположении скважин трудоемкость отбойки ниже. Однако следует иметь в виду, что качество отбойки руды при параллельных скважинах лучше и в определенных случаях их применение необходимо, например при отбойке целлюлоз между залеженными камерами.

Зависимость скорости бурения от длины буровой штанги приведена ниже.

Длина буровой штанги, м . . . . .	1,2	1,8
Размеры буровой выработки, м:		
наименьшие . . . . .	2,52×2,52	3,13×3,13
наибольшие . . . . .	3×3,4	4,0×4,75
Длина скважины, м . . . . .	20	20
Эффективная скорость бурения, м/мин . . . . .	0,8	0,8
Время замены одной штанги, мин . . . . .	0,8	0,8
Общее время бурения, мин . . . . .	55	47

Пневмоударный способ бурения применяют для бурения как восходящих, так и нисходящих скважин. Улучшение показателей бурения этим способом возможно за счет создания самоходных установок с индивидуальными компрессорами и повышения давления сжатого воздуха, а также повышения качества долот. Проходка одним долотом до затупления в настоящее время составляет 4—5,5 м при коэффициенте крепости пород 12—14, а средняя стойкость — 30—40 м.

Зависимость скорости бурения от давления сжатого воздуха показана на рис. 3.13 [14]. По зарубежным данным [рудник «Пи Ридж» (США)], оптимальное давление для бурения пневмоударным способом с диаметром долота 127 мм составляет 1,2 МПа.

Техническая характеристика пневмоударника

	ДНД24	ДНД15	ДНД16а	ДНД90	ДНД80
Диаметр долота, мм . . . . .	105—114	127—140	152—165	152—165	200—254
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	5,5	6,8	8,5	6,7	12
(при давлении 0,7 МПа) . . . . .					
Скорость бурения, в породах с пределом прочности при относительном сжатии 190 МПа, м/ч при давлении, МПа:					
0,7 . . . . .	9,8	7,3	8,5	10,7	11,5
1,76 . . . . .	29,4	21,9	—	32,1	34,5
2,45 . . . . .	—	—	—	48,1	—
Масса пневмоударника, кг . . . . .	34	59	86	190	181

Вращательный способ бурения с использованием шарошечного долота целесообразно применять для разбуривания мощных рудных залежей преимущественно нисходя-

126

щими параллельными скважинами диаметром 145—150 мм. Совершенствование способа возможно за счет создания самоходных установок и повышения стойкости долот, которая в настоящее время колеблется от 18 до 32 м при диаметре долота 145 мм и коэффициенте крепости руды 14—16.

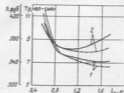


Рис. 3.12. Графики зависимости затрат  $Z$  (сплошные линии) и трудоемкости  $Tr$  (пунктирные линии), приходящихся на 1000 т добытой руды при веерном (1) и параллельном (2) расположении скважин от длины штанги  $L_{шт}$

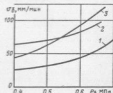


Рис. 3.13. Графики зависимости скорости бурения  $v_b$  от давления сжатого воздуха  $P_{сж}$  при использовании пневмоударников М-32 (1) и М-48 (2) с диаметром 106 мм и П-125 (3) с диаметром 125 мм

Вращательный способ бурения с использованием алмазных коронок применяют, как правило, при разведочном бурении. Скорость бурения 50—60 м/смену (при диаметре коронок 55—60 мм), достигаемая при этом способе, меньше, чем при ударно-поворотном. Вращательный способ бурения скважин малого диаметра конкурирует с ударно-поворотным в породах, обладающих прочностью при сжатии до 80 МПа, а иногда и до 180 МПа (см. табл. 3.2), так как он характеризуется низким уровнем шума, малой энергоемкостью и меньшим расходом бурового инструмента.

Рассмотренные ранее способы бурения имеют различные технические возможности и область применения. Однако в некоторых случаях эти способы могут оказаться конкурентно-способными. В частности, при обработке крутых залежей отбойку руды можно осуществлять скважинами большого диаметра пневмоударными или вращательными с использованием шарошечного долота способом бурения на всю высоту этажа (рис. 3.14) или скважинами малого диаметра из подэтажных выработок ударно-вращательным способом (рис. 3.15). Показатели, полученные при применении некоторых буральных установок, приведены в табл. 3.7.

Относительно высокие показатели при отбойке руды скважинами малого диаметра можно объяснить меньшей численностью персонала, обслуживающего самоходные буральные установки,



Таблица 3.7

Показатели	Буровые установки		
	с шарошеч- ным долотом	с пневмо- ударным долотом	ударно-враща- тельного добытия (самоходные)
Диаметр долота, мм	145	105	51—60
Глубина бурения, м	35—40	25	9—14
Средняя производительность установки (при коэффициенте крепости I2—14), м	15—18	9,0—12,0	46—53
Выход горной массы т/м	11—18	8—10	3,5—4,5
Средняя производительность буровых на горной массе, т	100—124	80—100	200—230

и несовершенством переносных установок. В зарубежной практике имеются примеры, свидетельствующие о преимуществе отбойки руды скважинами большого диаметра, пробуриваемыми самоходной (на гусеничном ходу) установкой.

Показатели отбойки руды скважинами в зависимости от их диаметра

Диаметр скважин	152	127	63,5	51
Сеть скважин, м	3,7×4	3,6*	1,83×1,83	1,53*
Глубина скважин, м	56,4	36,0	—	16

Показатели	СВВУ-46Д	ДУО-ТГБ	ПВУ-40	АТ-1
Число перфораторов	2	2	1	1
Ширина фронта обуривания вертикальными скважи- нами с одной установкой, м	6,0	5,0	2,8×2,8*	—
Диаметр коронок, мм	55—60	51—64	60—80	42—55
Буровые машины: тип	Вращательно-ударная			
марка	ПК-75	Л500	ПК-75	Л500
Податчик	Винтовой	Цепной	Винтовой	Цепной
Длина штанги, м	1,4	1,25—1,8	1,5	1,8
Двигатель	Дизельный	—	Пневматический	—
Мощность двигателя ходовой части, кВт	55	55	2×7,4	55
Предельный уклон, град-	15	15	20	15
Внешний радиус поворота, м	6,5	6,5	3,8	—
Транспортные габариты, мм	9700×2500× ×2300	7900×2200× ×2200	3100×1800× ×2000	6800×2200× ×2000
Масса установки, т	14,0	12,0	4,0	11,5
Фирма, страна	—	—	СССР	—

\* Максимальные размеры буровой выработки.

Число податчиков	—	—	5	4
Высота податчика, м	—	—	0,46	10,7
Скорость бурения, м/смену	—	25	—	60
Выход руды, т/м	49,2	39	7,1	6,5
Расход вв. кг/т	0,3	0,16	0,16	0,13
Затраты на отбойку 1 т руды, долл.	0,2	0,180	0,28	0,48
Затраты на проведение подготовительных выработок на 1 т отбойки руды, долл.	—	0,174	0,28	0,56
Относительный уровень запыленности, %	70	—	—	100
Уровень шума, дБА	100	—	—	177
Система разработки	—	Этажное обруше- ние	Камерная	Податчик с почво- уступной шпиркой выскалкой

\* Д.и.с.

Эти данные свидетельствуют о том, что эффективность способов зависит от горно-технических условий и бурильную установку и диаметр скважин следует выбирать в каждом конкретном случае с учетом системы разработки, а также достоинств и недостатков различных типов машин. Наиболее распространенные установки для бурения скважин имеют технические характеристики, приведенные в табл. 3.8.

Таблица 3.8

АТ-2В	«Санта-317»	ДУО-60трс	«СОЛО Н 1600Н»	«СОЛО 300»	«СОЛО Н4 499 RR»	«СОЛО Н 990 RР»
2	2	1	1	1	1	1
—	3,9	3,5×3,5*	3,5×3,5*	3,5×3,5*	3,5×3,5*	3,8×3,8*
42—55	41—50	51—102	51—64	51—64	48—102	64—152
Л500 600	Ударно-по- воротная СОР-130EL		Вращательно-ударная			
Цепной	Винтовой	Л600	HL 438	Л500, Л600	HL 438	HL 850
1,8	1,8	1,22; 1,52	0,91; 1,22	1,22—1,52	1,22—1,52	1,83
2×11	4,5	57	26	29	57	57
20	14	28	16	16	16	16
3700× ×2200× ×2500	6000×2000× ×2100	4700×2500× ×2850	4900× ×2200× ×2400	6700× ×2500× ×2450	6500×2300× ×2100	7800×2460× ×2300
6,1	9,3	8,5	3,7	—	11,0	14,5
—	«Атлас-Копко, Швеция	—	—	«Тамрок, Финляндия	—	—

Бурильные установки пневмоударного и шарошечного бурения менее мобильны, однако их использование позволяет сократить объем горно-подготовительных работ и снизить затраты на отбойку.

При применении бурильных машин с малым диаметром долота необходимо проведение подтажных буровых выработок, кроме того, скорость бурения с глубиной у них резко падает, однако они обеспечивают лучшее качество отбойки в сложных горно-технических условиях. Значения производительности некоторых бурильных установок при коэффициенте крепости руды 10—14 и диаметре скважины 42—55 мм приведены ниже.

Бурильная установка . . . . . «Семба-312» ЗБУ-60Д ДУО-ТТ5 АТ-1 АТ-2В

Средняя производительность установки (м) при обслуживании:					
одним рабочим . . . . .	29,34 <sup>*</sup>	38	49,5	27,3/21,8 <sup>**</sup>	49,5/ 39,6 <sup>**</sup>
двумя . . . . .	36,2/40,7 <sup>*</sup>	45,2	61,9	—	61,9/ 49,5 <sup>**</sup>

\* В числителе указана производительность при диаметре скважины 55 мм, а в знаменателе — 42 мм.

\*\* В числителе — производительность при бурении всходящих скважин, а в знаменателе — при бурении нисходящих.

Рекомендуемые способы бурения для некоторых систем разработок приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Система разработки	Преимущественный вид бурения*	Применяемая буровая машина**	Диаметр скважины, мм
Камерно-столбовая с оставлением рудных телчков	Ударно-вращательный вращательно-ударный (У-В, В-У)	П* Г	32—45 45—64
Камерная со сплошной слоевой выемкой и закладкой, со сплошной слоевой выходящей и восходящей выемкой к закладке, с выемкой горизонтальными слоями и закладкой	У-В, В-У	П Г	32—45 45—64
Камерная со сплошной выемкой	Пневмоударный	Г	105—125
Камерная с двухстадийной выемкой и закладкой	У-В, В-У	Г	64—76
Камерная с доставкой руды вращением	Пневмоударный У-В, В-У	Г	105—125 64—76
Этажно-камерная с обрушением телчков	Пневмоударный Шарошечный	П, Г	145—150 64—76
Подтажно-камерная, подтажными шпелками	У-В, В-У	П	105—125
С подтажным обрушением	Пневмоударный У-В, В-У	П	32—64 45—76
С блоковым принудительным обрушением	Пневмоударный Шарошечный Пневмоударный	Г	105 145—150 105—145

\* У-В — ударно-вращательный, В-У — вращательно-ударный.

\*\* П — пневматический, Г — гидравлический.

Рассмотренные ранее способы бурения шпуров и скважин, области их применения, взаимосвязь основных параметров позволяют выбрать из существующих бурильных установок (см. табл. 3.5, 3.8) наиболее приемлемые для конкретных условий. В дальнейшем задача сводится к определению необходимого их числа в комплексе в зависимости от горно-технических условий и системы разработки.

Одним из главных параметров, определяющих тип и состав основных машин в комплексе, является возможная производительность участка, панели, блока или камеры. Для ее оценки используют такие понятия, как фронт очистной выемки  $\phi$  и скорость его подвигания  $\omega$ . Производительность комплекса следует рассматривать как функцию этих переменных величин, т. е.  $P_k = f(\phi, \omega)$ .

Фронт очистной выемки характеризуется протяженностью  $L_\phi$  и высотой  $H_\phi$ , соотношение которых зависит от применяемой системы разработки. При системах камерно-столбовой, со сплошной выемкой, с выемкой горизонтальными слоями и закладкой она прослеживается наиболее четко, так как фронты отбойки и погрузки руды совпадают.

Скорость подвигания фронта очистной выемки зависит от горно-геологических, технических, организационных факторов и колеблется в широких пределах (табл. 3.10) [34].

При камерно-столбовой и слоевой системах разработки отбойку руды осуществляют горизонтальными шпурами и возможная

Таблица 3.10

Система разработки	Протяженность фронта $L_\phi$ , м	Высота $H_\phi$ , м	Скорость подвигания фронта $\omega$ , м/сут
Камерно-столбовая	30—50	6—8*	2,5—3,0
	30—50	8—16	1,5—2,0
	100—130	6—8	0,6—0,7
	100—130	6—16	0,4—0,50
Со сплошной слоевой выемкой: вертикальными слоями-камерами и закладкой горизонтальными слоями и закладкой	100—130	30—30	0,2—0,3
	100—130	10—30	0,15—0,2
Этажно-камерная с подтажным обрушением Подтажными шпелками Горизонтальными слоями с закладкой	8—30 <sup>**</sup>	40—50*	1,0—1,5
	20—40	8—16 <sup>***</sup>	1,30—2,7
	8—16 <sup>***</sup>	30—50*	1,0—2,0
	4—30 <sup>***</sup>	2,5—5 <sup>****</sup>	2,5—3,5

\* Высота камеры.

\*\*Шпелка камеры.

\*\*\* Высота подтажки.

\*\*\*\* Высота слоя.

скорость подвигания фронта  $\omega$ , (м/сут) ограничивается глубиной шпуров  $l_{ш}$  и числом циклов при отбойке руды в сутки  $n_{с.т}$ :

$$\omega = l_{ш} k_{от} k_{ф} n_{с.т} \quad (3.2)$$

где  $k_{от}$  и  $k_{ф}$  — соответственно коэффициенты использования шпура и фронта.  $k_{ф}$  равен отношению ширины забоев, находящихся в работе и подвинувшихся за сутки, к общему фронту очистных работ. При указанных системах разработки  $k_{ф} < 1$ .

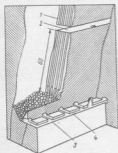


Рис. 3.14. Схема этапной отбойки скважиной большого диаметра (100—150 мм): 1 — рудная масса; 2 — буровая камера; 3 — погрузочный заезд; 4 — трансверсальный штрек

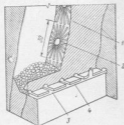


Рис. 3.15. Схема поэтажной отбойки скважиной большого диаметра: 1 — рудная масса; 2 и 4 — соответствующие податочной буровой и транспортирующей штреки; 3 — погрузочный заезд

При системах подэтажного обрушения (см. рис. 2.35) и других, отбойку руды в которых производят восходящими скважинами, расположенными параллельно фронту очистной выемки, скорость подвигания фронта определяется длиной наименьшего сопротивления  $W$  и числом рядов скважин, взрываемых за сутки  $n_p$ :

$$\omega = W k_{ф} n_p \quad (3.3)$$

При системах разработки этапно-камерных, с этапным принудительным обрушением, подэтажными штреками и других фронт отбойки не совпадает с фронтом погрузки как по размерам, так и по направлению (см. рис. 2.23, 2.24, 2.32). При этих системах отбойка руды в камерах осуществляется, как правило, из подэтажных штреков, при этом производительность определяется размерами камер и числом отбиваемых слоев руды. Скорость подвигания фронта отбойки определяется по формуле (3.3), причем при односторонней отбойке  $k_{ф} = 1$  и при двусторонней —  $k_{ф} = 2$ .

Фронт погрузки определяется числом рудовывулсных выработок, а интенсивность выпуска  $U_s$  ( $t/m^2 \cdot \text{сут}$ ) оценивается количеством руды, выпущенной за сутки  $p$  и отнесенной к площади блока  $S_{б.т}$ :

$$U_s = p/S_{б.т} \quad (3.4)$$

Как правило,  $U_s = 0,3 + 1 t/(m^2 \cdot \text{сут})$ , а при благоприятных условиях достигает 3—4,5  $t/(m^2 \cdot \text{сут})$ .

Используя такие показатели, как длина и скорость подвигания фронта очистных работ, можно оценивать интенсивность выемки, а также определять возможную суточную производительность, ( $t$ ) очистных участков или блоков:

$$P_y = L_{ф.т} H_{ф.т} \quad (3.5)$$

где  $p$  — плотность руды,  $t/m^3$ ;  $H_{ф.т}$  — высота фронта очистного забоя, м.

Число бурильных установок, необходимых для обуривания фронта очистной выемки, определяем по формуле

$$n_{б.у} = L_{ф.т} k_{ф} / B_{ф.т} \quad (3.6)$$

где  $B_{ф.т}$  — ширина фронта, обуриваемого одной бурильной установкой, м.

При горизонтальном расположении шпуров

$$B_{ф.т} = P_{б.у} \Delta S_{ш} (H_{ф.т} / l_{ш}), \quad (3.7)$$

где  $P_{б.у}$  — сменная производительность бурильной установки, м;  $\Delta S_{ш}$  — площадь забоя, приходящаяся на один шпур,  $m^2$ .

При вертикальном расположении скважин

$$B_{ф.т} = P_{б.у} \lambda (H_{ф.т} W), \quad (3.8)$$

где  $\lambda$  — выход руды с 1 м скважины,  $m^3$ ;  $W$  — л. и. с. м.

Сменную производительность бурильной установки ( $m$ ) определяем из выражения

$$P_{б.у} = \frac{T_{см} l_{ш} n_{с.т} k_{ф.у}}{l_{от} v_{б.т} + l_{об} + l_{з.р}}, \quad (3.9)$$

где  $T_{см}$  — продолжительность смены, мин;  $n_{с.т}$  — число перфораторов;  $k_{ф.у}$  — коэффициент использования установки в течение смены, доли ед.;  $v_{б.т}$  — техническая скорость бурения, м/мин;  $l_{об}$  — продолжительность обратного хода и забуривания, мин;  $l_{з.р}$  — время, затрачиваемое на замену коронок (мин) и определяемое по формуле

$$l_{з.р} = t_{с.к} l_{ш} / \alpha_k \quad (3.10)$$

где  $t_{с.к}$  — время, затрачиваемое на замену одной коронки, мин;  $\alpha_k$  — стойкость коронки, м.

### 3.3. ПОГРУЗЧНО-ТРАНСПОРТНЫЕ И ТРАНСПОРТНЫЕ МАШИНЫ

#### 3.3.1. Общие положения

При выборе машин этого вида определяющими факторами являются:

условия погрузки руды (из навала в камере или из торца погрузочного змеда при доном выпуске);

гранулометрический состав отбитой горной массы, плотность и выход негабарита;

размеры погрузочных и транспортных горных выработок;

расстояние транспортировки, характер трассы, тип покрытия;

условия разгрузки (в рудоспуск или в вагон);

ограниченные возможности подачи свежего воздуха для проветривания;

возможная производительность очистного забоя, камеры или блока (по фронту очистной выемки и выбранному буровому оборудованию);

конструктивные параметры и технические показатели машины.

Принципальные схемы силовых передач некоторых погрузочно-транспортных машин приведены на рис. 3.16.

Широкое применение в погрузочно-транспортных машинах получил дизельный привод вследствие большой единичной мощности и возможности регулирования частоты вращения и крутящего момента. Он хорошо приспособлен для работы в условиях измене-

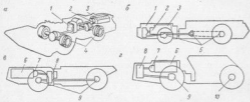


Рис. 3.16. Схемы силовых передач конвоных ПТМ (а), транспортных машин с телескопическим толкателем (подвижной передней стенкой кузова или длиной) (б, в) и транспортных машин с разгрузкой через задний борт (г):

1 — трансмиссия или гидростатический привод; 2 — гидротрансформатор или гидростатический насос; 3 — дизельный двигатель или электродвигатель; 4 — планетарное редукторное устройство или гидромотор; 5 — ведущие оси или гидростатический мотор; 6 — двойной двигатель; 7 — гидротрансформатор; 8 — трансмиссионная муфта; 9 — планетарные ведущие оси; 10 — ось без привода.

ющихся нагрузок. Современные гидравлические системы привода и трансмиссии погрузочно-транспортных машин обеспечивают широкий диапазон регулирования (рис. 3.17). Гидростатический привод ходовой части автосамосвала массой 16,5 т, мощностью двигателя 158 кВт и грузоподъемностью 20 т (см. рис. 3.17, а)

осуществляет бесступенчатый выбор скорости движения, в данном случае для двух режимов работы. Два аксиально-поршневых регулируемых насоса автоматически воздействуют на гидродвигатели, смонтированные в ступицы колес вместе с планетарными регуляторами.

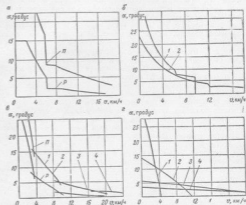


Рис. 3.17. Типичные характеристики трансмиссий автосамосвалов (а, в) и конвоных погрузчиков (б, г):

$M$  и  $P$  — соответственно тормозной и рабочий режимы; 1—4 — передачи трансмиссии

Гидротрансформатор «Вейрих» и полноавтоматическая двухступенчатая коробка передач «Диаматек 833-KE» ковшового погрузчика массой 3,2 т, мощностью двигателя 50 кВт и грузоподъемностью 2,4 т (см. рис. 3.17, б) позволяют выдержать два режима посредством дополнительного включения. Она обеспечивает плавное регулирование скорости в зависимости от нагрузки. Эта система пригодна для относительно небольших машин.

Гидравлическая четырехступенчатая коробка передач LF-4WG120 с одноступенчатым редуктором (3 : 1) (см. рис. 3.17, в) автосамосвала массой 11 т, мощностью двигателя 80 кВт и грузоподъемностью 9 т имеет более широкий диапазон регулирования скорости от нагрузки, однако наиболее распространенной для погрузочно-доставочных машин, в данном случае для ковшового погрузчика массой 7,6 т, мощностью двигателя 76 кВт и грузо-

подъемностью 3,8 т, является система гидротрансформатор — четырехступенчатая гидравлическая коробка передач (см. рис. 3.17. г), обеспечивающая широкий диапазон изменения и плавности регулирования нагрузки в тяжелых условиях.

На некоторых машинах (МоАЗ 7505-9586) предусмотрена автоматическая (в зависимости от оборотов двигателя и дорожных условий) блокировка гидротрансформатора, что повышает к. п. д. передачи и сокращает расход топлива.

Совершенствование ковшовых ПТМ связано с заменой дизельного привода электрическим. Фирма «ГХХ» (ФРГ) изготовила модель LF-12F с ковшем грузоподъемностью 12 т и мощностью двигателя 200 кВт, а фирма «Торо» (Финляндия) — модель 350 E грузоподъемностью 8 т. Использование плоского кабеля и барабана в горизонтальной плоскости позволило увеличить длину доставки до 350 м (до 200 м в одну сторону).

В настоящее время во всем мире эксплуатируется около 6500 дизельных погрузочно-транспортных машин и только около 400 с электроприводом с применением кабеля. Оценивая перспективы использования электропривода вместо дизеля, следует отметить технические трудности при создании вспомогательных устройств для регулирования режима работы и необходимости системы внешнего электроснабжения, лишней для машин необходимой мобильности.

Регулирующие устройства при электроприводе основываются на изменении угла лопаток гидротрансформатора, преобразовании переменного тока в постоянный и использовании модуляционных сцепления.

Сравнительные технические данные ковшовых ПТМ типа «ТОРО-500» и «ТОРО-500З» с электроприводом (табл. 3.11) свидетельствуют о том, что последняя модель имеет большие длину и массу, а радиус действия ее ограничивается длиной кабеля, хотя горизонтальное расположение барабана в хвостовой части машины и рычажное устройство обеспечивают ей радиус действия до 200 м в обе стороны от электрической соединительной коробки.

В сочетании с троллейным питанием область применения машин с электроприводом может быть существенно расширена, что приведет к сокращению использования дизельных ПТМ в подземных условиях.

В рассмотренных системах разработки (см. разд. 2) погрузка и доставка руды осуществляются в камерах или в погрузочных заездах, имеющих ограниченную площадь поперечного сечения. Условия погрузки руды в камерах более благоприятны, так как руда находится в навале и к ней имеется свободный доступ. При погрузке руды из торца выработок требуются большие напорные усилия; высота погрузочных заездов или подтажных штреков, как правило, ограничена, что предъявляет к конструкции погрузочных машин дополнительные требования. На эффективность погрузки значительное влияние оказывает также выход негабаритных кусков руды. Расстояния транспортирования рудной массы весьма

Таблица 3.11

Пояснения	«Торо-100»						«Торо-200»	
	пд-2	пд-3	пд-5	пд-8	пд-12	пд-18	пд-24	пд-30
Грузоподъемность, т	2	3	5	8	12	18	24	30
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	1,0	1—1,5	1,5—2,5	3—4,0	4,5—6,0	7,2	11,5	15—24
Минимальные размеры выработки (ширина X высота), м	2,4 X 2,6	2,6 X 2,6	2,9 X 3,6	3,5 X 3,5	3,5 X 3,5	—	—	3 X 3
Максимальная высота разгрузки ковша, мм	1200	1600	1800	2300	2400	2400	2400	1500
Превод						Двухпроводный		
Мощность привода, кВт	50	90	110	140	185	260	350	450
Масса, т	7,1	11,0	13,5	22,4	26,0	—	—	—
Радиус поворота, м	4,35	4,7	6,5	—	—	—	—	—
Скорость, км/ч	10	20	16—20	20	18	—	—	—
Габариты, мм:								
длина	6000	7300	7850	9000	9600	9600	9600	7540
ширина	1320	1600	1900	2600	2500	2500	2500	2000
высота по кабеле	1860	2120	—	2500	2500	—	—	2250
Фирма, страна								«Торо», Финляндия
								СССР

Показатели	«Тро-308»		«Тро-309»		«Тро-309»*		СТ-3В	СТ-6Д	по-7,1	по-12
	7,3	12	12	12	12	12				
Грузоподъемность, т	7,3	12	12	12	12	12	2,5—3,5	6,75—7,3	7,3	12
Высота коши, м <sup>3</sup>	3,5—4,3	4,3—7,5	4,3—7,5	4,3—7,5	4,3—7,5	4,3—7,5	1,2—1,23	3,8—4,5	3,8	5,6
Максимальные размеры выработки (ширина X высота), м	3,5 X 3	3,6 X 3,4	3,6 X 3,4	3,5 X 3,4	3,5 X 3,4	3,5 X 3,4	2,2 X 2	3,5 X 2,5	3,2 X 2,5	3,5 X 2,5
Максимальная высота разгрузки коши, мм	1550	1700	1672	1672	1672	1672	—	—	—	—
Привод	Дизельный		Электротрехфазный		Электротрехфазный		Дизельный			
Мощность привода, кВт	128	204	204	200	200	200	64	128	128	190
Масса, т	22,5	33,0	34	34	34	34	10,29	20	21,1	31
Радиус поворота, м	6,35	7,13	7,13	7,13	7,13	7,13	4,76	7,06	6,55	7,35
Скорость, км/ч	5—27	4,5—26	3,8—14,3	3,8—14,3	3,8—14,3	3,8—14,3	3,4—19,3	4,7—29	4,7—29	5,1—27,7
Габариты, мм										
длина	9170	10 300	10 500	10 500	10 500	10 500	67 60	96 40	86 25	99 80
ширина	2440	2600	2600	2600	2600	2600	15 64	24 20	21 50	25 00
высота по кабине	2260	2600	2600	2600	2600	2600	15 20	20 70	21 00	23 00
Фарма, страна			«Торо», Финляндия				«ГХХ», ФРГ			

Описание табл. 3.11

Показатели	по-125		по-7,39**		Эмко 605**		Эмко 612Б		EMST-3B	У5-35HE	У5-500E
	15	7	7	7	7	7	7	7			
Грузоподъемность, т	15	7	7	7	7	7	7	7	—	—	—
Высота коши, м <sup>3</sup>	7,5	2,5	2,5	2,5	2,35—2,8	2,3	2,3	2,3	3,8	2,66	3,8
Максимальные размеры выработки (ширина X высота), м	4 X 3	3,2 X 3	3,4 X 3	3,4 X 3	3,4 X 3	3 X 3	3 X 3	3 X 3	3,2 X 3	3 X 3	3,5 X 3
Максимальная высота разгрузки коши, мм	—	1725	1725	1725	1725	—	—	—	—	—	—
Привод	Дизельный		Электротрехфазный		Электротрехфазный		Электротрехфазный		Дизельный		
Мощность привода, кВт	270	132	132	132	132	132	132	132	140	72	95
Масса, т	43,6	34,5	34,5	34,5	20,6	12,7	12,7	12,7	20,7	16,1	21,4
Радиус поворота, м	5,27	6,33	6,33	6,6	6,6	3,15	3,15	3,15	6,1	5,4	5,4
Скорость, км/ч	5,4—34,4	12,1	12,1	12	12	16	16	16	9,6	10,3	9,6
Габариты, мм											
длина	11 900	5600	5600	5600	8200	—	—	—	—	—	—
ширина	3100	2500	2500	2500	2400	1969	1969	1969	21 40	1900	24 40
высота по кабине	2300	2300	2300	2300	2200	1900	1900	1900	21 40	2100	23 40
Фарма, страна	«ГХХ», ФРГ		«Эмко», США		«Эмко», США		«Эмко», США		«Девро», Канада		

\* Максимальная длина коши 240 м.

\*\* Максимальная длина коши 200 м.

различны: они могут колебаться от 100—150 м при системах разработки с податливым обрушением и податливыми штреками (т. е. в основном при обработке крутых залежей) до 400—500 м и более при камерно-столбовой и других системах, если площадь распространения залежи в плане велика.

Значения средней производительности ПТМ типа СТ-5А при различных системах разработки приведены ниже [10].

Класс систем разработки	Число обследованных рудников	Средняя площадь смытая проходами, т
С открытым очистным пространством . . .	28	384
С закладной очисткой пространства . . .	14	302
С обрушением руды и вмещающих пород .	17	420

Разнообразие условий погрузки и транспортирования позволило выделить несколько вариантов реализации этих процессов: с применением ковшевых погрузочно-транспортных машин; ковшево-буферных погрузочно-транспортных машин; погрузчиков в комплексе с самоходными вагонами и автосамосвалами.

Каждый из этих вариантов имеет определенные достоинства, недостатки и область применения.

### 3.3.2. Выбор типоразмера ковшевых погрузочно-транспортных машин

Выбор типоразмера погрузочно-транспортных машин осуществляется с учетом всех определяющих факторов, рассмотренных ранее (см. подразд. в. 3.1 и 3.3), и номенклатуры известных конструкций (см. табл. 3.11).

Прогрессивной тенденцией при этом является применение наиболее мощных и высокопроизводительных машин, однако это должно быть увязано с существующими или проектируемыми площадями поперечного сечения выработок рудника, размерами участка или блока. Необходимо учитывать также площади поперечных сечений стволов или наклонных съездов и возможность транспортирования по ним самоходных машин (желательно без разборок).

Зазоры между стенками выработок и движущейся машиной оказывают влияние на скорость откатки, от которой зависит производительность машины и безопасность рабочих. В транспортных выработках боковые зазоры должны быть не менее 1 м с одной стороны и 0,5 м с другой, а между каской водителя и кровлей — 0,45—0,6 м.

В погрузочных звездзах ширина боковых зазоров должна быть достаточной для погрузки руды машиной без дополнительного бокового сопротивления, но не менее 0,5 м с каждой стороны.

Вместимость ковша машины  $e_k$  ( $m^3$ ) должна соответствовать расчетной массе  $Q$  (т) для данной насыпной плотности руды  $\rho$  ( $t/m^3$ ) и размеру кондиционного куска руды

$$e_k = Q/\rho k_{kz} \quad (3.11)$$

где  $k_{kz} = 0,9 + 0,95$  — коэффициент наполнения ковша при загрузке. Увеличение вместимости ковша на 5—10 % и превышение нагрузки до 3 % находится в пределах допустимого.

Значения вместимости ковша в зависимости от размера кондиционного куска руды приведены ниже [34].

Вместимость ковша, $m^3$ . . . . .	1—1,5	2—3	4—5	6—8
Максимальный размер кондиционного куска, мм . . . . .	250—300	400—500	600—800	900—1000

Выбранный типоразмер машины должен соответствовать условиям эксплуатации, обеспечивать эффективную и безопасную работу в режимах погрузки и транспортирования при движении на подъем, а также торможения на спусках.

Необходимое тяговое усилие ( $H$ ) определяется из условия сцепления колес с почвой выработкой:

$$P_{сч} = 1000q m_{сч} \varphi_{сч} \quad (3.12)$$

где  $q$  — ускорение свободного падения,  $m/c^2$ ,  $m_{сч}$  — сцепная масса машины, т;  $\varphi_{сч}$  — коэффициент сцепления между ведущими колесами и почвой, значение которого в зависимости от покрытия дороги приведены ниже.

Покрытие:	$\varphi_{сч}$
бетонное и асфальтовое . . . . .	0,7/(0,45—0,3)
щебеночное . . . . .	0,75/(0,5—0,4)
При оскутении покрытия в забоях:	
при крепких породах . . . . .	(0,6—0,7)/(0,4—0,5)
» слабых породах . . . . .	(0,4—0,5)/(0,25—0,3)

Примечание. В числителе — значения для чистого сухого покрытия, в знаменателе — для мокрого грунта.

Спротивление ( $H$ ) движению машин определяем из выражения

$$P = q(Q + G)(V_a + V_{an} \pm \alpha) + \tau_a \quad (3.13)$$

где  $Q$  — расчетная масса груза, т;  $G$  — масса машины, т;  $V_a$  — основное сопротивление движению (при бетонном и щебеночном покрытиях равно соответственно 16—25 и 35—40 Н/кН; в выработках без покрытия — 54—80 и в забоях без планировки — 100—150 Н/кН);  $V_{an} = 14 + 20$  Н/кН — дополнительное сопротивление на повороте;  $\alpha$  — подъем (+) или уклон (–) трассы;  $\tau_a = k_a \times S \times V_a$  — дополнительное сопротивление от ветровой нагрузки, Н;  $k_a$  — коэффициент отблескности маляма,  $H \cdot c^2/m^4$ ;  $S$  — площадь лобового сопротивления,  $m^2$ ;  $v_a$  — относительная скорость воздушного потока,  $m/c$ .

Потребную мощность двигателя машины (кВт) определяем по формуле

$$N = Pv/(1000k_{тв}k_{сч}k_{г}). \quad (3.14)$$

где  $v$  — расчетная скорость движения на наиболее тяжелом участке,  $m/c$ ;  $k_{тв} = 0,85 + 0,9$ ;  $k_{сч} = 0,9 + 0,95$  и  $k_{г} = 0,95 + 0,97$  — коэффициенты потерь мощности соответственно в трансмиссии, во вспомогательном оборудовании и в нейтрализаторах выхлопных газов.

Расчетная скорость движения транспортных машин определяется для каждого участка трассы с учетом протяженности, состояния покрытия проезжей части, наличия поворотов и уклонов (подъемов).

На горизонтальном участке скорость движения определяем из выражения

$$v = 1000 N k_{\text{исп}} k_{\text{тр}} k_{\text{с}} k_{\text{в}} / P, \quad (3.15)$$

где  $k_{\text{исп}} = 0,7 + 0,85$  — коэффициент использования мощности двигателя.

При движении машины под уклон ее скорость ограничивается условиями торможения, причем следует учитывать конструктивные особенности силовой передачи машины.

На некоторых автосамосвалах (МоАЗ 7405-9586, К-С012) для обеспечения безопасности спуска предусмотрена вспомогательная тормозная система (тормоз-замедлитель гидродинамического типа с электрогидравлическим управлением), позволяющая поддерживать постоянную скорость движения автосамосвала на затяжных спусках без применения рабочих тормозов. При отсутствии этой системы передача, выбранная для движения под уклон, должна давать водителю возможность ограничивать частоту вращения двигателя (до 40 % от номинальной), чтобы обеспечить:

необходимое давление гидравлики для безопасного управления машиной;

достаточную частоту вращения вентилятора для охлаждения двигателя и теплообменников;

сближение частоты вращения импеллера гидротрансформатора и турбины для снижения теплообразования.

На рис. 3.18 изображены графики, по которым определяют скорость движения автосамосвалов на уклонах. Устойчивая работа гидротрансформатора, а следовательно, и оптимальная скорость спуска соответствует участку, находящемуся в середине между точками на каждой прямой.

Тормозной путь ( $m$ ) машины при движении под уклон определяем по формуле [29]

$$l_r = l_{rp} / (3,6 + k_p v^2 / (254 (\varphi_{\text{сск}} - \alpha))), \quad (3.16)$$

где  $l_{rp}$  — время реакции водителя и холостого хода тормозов, с;  $k_p = 1,5$  — коэффициент эксплуатационного состояния тормозов.

Максимально допустимую скорость движения машины ( $km/h$ ) под уклон определяем из выражения

$$v < \frac{127 (\varphi - \alpha)}{k_p} \sqrt{\frac{r_g^2}{13} + \frac{2k_p l_r}{127 (\varphi_{\text{сск}} - \alpha)}}, \quad (3.17)$$

При движении машины на подъем скорость ограничивается мощностью двигателя и характеристикой гидросистемы (рис. 3.19).

Приведенные графики характерны для ПТМ, оборудованных гидротрансформаторами, коробками передач и редукторами фирмы «Кларк».

Скорость движения машины с учетом ограничения: ширины транспортных выработок

$$v = [B_{\text{с}} - (b + \delta)] / 20, \quad (3.18)$$

где  $B_{\text{с}}$ ,  $b$  и  $\delta$  — соответственно ширина проезжей части, машины и профиля покрышки, мм;

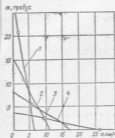


Рис. 3.18. Тяговая характеристика транспортной машины при движении под уклон:

1-6 — передачи трансмиссии

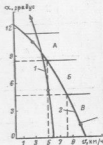


Рис. 3.19. Тяговая характеристика транспортной машины при движении на подъем:

1, 2 — пределы трансмиссии; А, В — участки устойчивой работы гидротрансформатора из-за сортировки системы; В — участок устойчивой работы в соответствии с оптимальной скоростью движения

бокового скольжения на повороте радиусом  $R$  ( $km/h$ )

$$v = 2,9 \sqrt{R}. \quad (3.19)$$

Скорости движения ( $m/s$ ) в грузовом  $v_g$  и порожняковом  $v_p$  направлениях определяются как частное от деления общей протяженности трассы  $\Sigma L$  на суммарное время движения машины  $\Sigma t$ :

$$v_g = \Sigma L / \Sigma t_g; \quad (3.20)$$

$$v_p = \Sigma L / \Sigma t_p, \quad (3.21)$$

где  $L$  — протяженность отдельных участков трассы, м; время движения машины с грузом и порожней из отдельных участков трассы, с.

Для трассы, изображенной на рис. 3.20, в табл. 3.12 помещены данные для расчета скорости движения машины, подставляя которые в формулы (3.20) и (3.21) получим  $v_g = 175/93,6 = 1,86$  м/с и  $v_p = 175/121,6 = 1,44$  м/с.



Участок трассы	Характер движения	Покрытие	Удаление от центра участка, м	Плотность материала, т/м <sup>3</sup>	Уклон (‰) (+) / (-)		Время, мин	Время движения на участке, Г, с
					горизонт	$\gamma_{\text{кр}}$		
А-Б Б-В В-Г Г-Е Е-Ж	Участок погрузки Движение с грузом по горизонтали Спуск под уклоном Движение с грузом по горизонтали Участок разгрузки	Без покрытия Щебеночное Бетонное Щебеночное Бетонное	80	10	1,0	10	10	
			40	40	2,2	18,2		
			25	45	1,7	36,4		
			40	50	2,2	27,2		
			25	20	1,7	11,8	$\sum t_r = 93,6$	
Ж-Е Е-Г Г-В В-Б Б-А	Участок разгрузки Движение без груза по горизонтали Подъем Движение без груза по горизонтали Участок погрузки	Бетонное Щебеночное Бетонное Щебеночное Без покрытия	20	20	2,0	10		
			60	60	2,2	27,2		
			45	45	0,8	56,2		
			40	40	2,2	18,2		
			10	10	1,0	10	$\sum t_r = 121,6$	

Время (мин) движения машины с грузом и порожней определяем по следующим формулам:

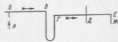
$$t_r = \Sigma L_i / (60k_c v_r); \quad (3.22)$$

$$t_n = \Sigma L_i / (60k_n v_n); \quad (3.23)$$

где  $k_c = 0,6 + 0,75$  — коэффициент, учитывающий снижение скорости на коротких отрезках трассы, пересечениях и поворотах [29].

Рис. 3.20. Схема трассы для определения средней скорости движения транспортной машины:

А — пункт погрузки; Б, В, Г, Е, Ж — порожнее направление и задержка на повороте; Д — задержка на маневрировании скоростью; Б-В — Е-Б, Е-Ж — участки отрезка; В-Г — обратный отрезок



Продолжительность рейса  $T_p$  (мин) определяем из выражения

$$T_p = t_{\text{ог}} + t_r + t_{\text{ог}} + t_n + t_{\text{р.м}} \quad (3.24)$$

где  $t_{\text{ог}}$  и  $t_{\text{р.м}}$  — соответственно продолжительность погрузки и разгрузки, мин;  $t_{\text{р.м}}$  — время, затрачиваемое на разминовку и маневры. Расчетная сменная производительность машины ( $\tau$ )

$$\tau_{\text{р.м}} = 60 T_{\text{см}} Q k_{\text{в.м}} / (T_p k_{\text{в.р}}), \quad (3.25)$$

где  $k_{\text{в.м}} = 0,7 + 0,8$  — коэффициент внутрисменного использования машины;  $k_{\text{в.р}} = 1,25 + 1,5$  — коэффициент неравномерности работы при наличии и отсутствия аккумулирующей емкости.

Число погрузочно-транспортных машин в комплексе

$$n_{\text{т.м}} = L_{\text{ф}} H_{\text{ф}} \rho / (P_{\text{т.м}} n_{\text{см}}), \quad (3.26)$$

где  $L_{\text{ф}}$  — протяженность фронта, м;  $H_{\text{ф}}$  — высота фронта очистной выемки (камеры, подэтажа), м;  $\alpha$  — скорость подвигания фронта очистной выемки, м/сут;  $\rho$  — плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $n_{\text{см}}$  — число рабочих смен в сутки.

### 3.3.3. Выбор транспортных машин

Для транспортных машин применимы те же рекомендации при определении размеров выработок и осуществлении тяговых расчетов, что и для конвоных ПТМ.

Дополнительными факторами, определяющими выбор транспортных машин, являются тип и способ разгрузки, протяженность и профиль трассы.

Выбор погрузчика производится совместно с транспортной машиной, так как они взаимосвязаны в технологическом цикле погрузки — транспорт, представляя собой единый комплекс (табл. 3.13).

Таблица 3.13

Погрузчик	Вместимость ковша, м³	Высота разгрузки, м	Транспортная машина	Вместимость кузова, м³	Высота борта кузова, м
Экскаватор ЭП-1	1	5,1	Автосамосвалы всех марок	10—20	2,2—2,3
Погрузочные машины непрерывного действия типа ПНБ	2		Самходные вагоны всех марок	7,7—13,5	1,45—2
Ковшовые погрузчики	3—4	1,8—2,2	Автосамосвалы Самходные вагоны	8—10 7,7—13,5	2,2 1,45—2

Экскаваторы применяют при достаточно больших размерах очистного пространства с высотой не менее 6 м, в основном при камерно-столбовой системе разработки.

Погрузочные машины непрерывного действия используют при меньшей высоте камер, так как расстояние от кузова транспортной машины до крошки выработки должно быть около 2 м, а высота выработки при работе в комплексе с самоходными вагонами не более 3,5—4 м.

#### Техническая характеристика отечественных погрузочных машин непрерывного действия

Погрузочная машина	ПНБ-2К	ПНБ-3Д2	ПНБ-4Д
Производительность, м³/мин	2,5	5	8
Установленная мощность электродвигателей, кВт	80	142	264
Максимальный размер погрузаемого куска, мм	600	800	900
Дорожный просвет, мм	250	200	145
Скорость движения, м/мин	10	10	10
Габариты, мм	8000×1840×1600	9500×2700×1900	10000×3100×1900
Масса, т	17	27	16
Расстояние от кузова машины до крошки выработки при погрузке, мм	1800	2000	2000

Ковшовые погрузчики более мобильны по сравнению с экскаваторами и погрузочными машинами непрерывного действия. Они обеспечивают погрузку крупнокусковой руды, однако при работе с автосамосвалами требуется высота очистного забоя не менее 6 м.

Размеры ковша погрузчика, высота его подъема и разгрузки, как правило, оказываются решающими при выборе транспортной машины.

Вместимость ковша погрузчика должна соответствовать вместимости кузова транспортной машины или быть кратной ей. Погрузка должна осуществляться не более чем за четыре-пять подъемов ковша, при большем числе процесс погрузки замедляется, что приводит к снижению производительности.

Следует иметь в виду, что полная загрузка кузова требует для

тельного времени, связанного с неизбежными потерями руды при транспортировании. Коэффициент заполнения кузовов автосамосвалов  $k_z$  изменяется от 0,85 до 0,9.

Полезную нагрузку транспортной машины  $Q_{т.н}$  (т) на первоначальной стадии выбора определяем из выражения

$$Q_{т.н} = v_k n_k \rho k_z, \quad (3.27)$$

где  $v_k$  — вместимость ковша погрузчика, м³;  $n_k$  — число подъемов ковша;  $\rho$  — насыпная плотность, т/м³;  $k_z$  — коэффициент заполнения ковша — кузова.

С помощью формулы (3.27) можно установить зависимость вместимости ковша погрузчика от объема кузова и, учитывая размеры выработок, выбрать тип транспортной машины.

Однако предпочтение отдадут автосамосвалам, имеющим большую грузоподъемность и мобильность, способным транспортировать руду большой крупности.

Если размеры выработок ограничены и расстояние транспортирования небольшое, то применяют ковшовые или ковшово-бункерные погрузочно-транспортные машины.

Самоходные вагоны с электроприводом рекомендуют применять в комплексе с погрузочными машинами непрерывного действия. Преимущества этого комплекса выявляются при погрузке хорошо раздробленной небразильной руды в камерах ограниченной высоты и при небольшом (в пределах 200 м) расстоянии транспортирования.

Способ разгрузки. При отсутствии ограничений по высоте разгрузочных камер рекомендуют использовать транспортные машины с разгрузкой через задний борт (рис. 3.21). При этом упрощаются обслуживание и ремонт машин, так как они проще в конструктивном исполнении, имеют меньше гидравлических устройств, а привод ходовой части выполнен, как правило, на передние колеса.

В качестве недостатка этого типа машины следует отметить дополнительные затраты времени на опускание кузова и опасность травмирования при этом рабочих.

#### Техническая характеристика самоходных вагонов

Самоходный вагон	1BC-10	2BC-15	1BC-20
Вместимость кузова, м³	7,7—9,4	9,0—10,5	11,8—13,5
Скорость движения, км/ч			
с грузом	8	7	8
без груза	10	9	10
Максимальный преодолеваемый с грузом уклон, градус	15	11	15
Высота разгрузки, мм	400—1400	400—1400	835—1400
Шарнир скрепкового конвейера, мм	900	900	1050
Радиус поворота по наружному габариту, м	7,7	7,6	8
Дорожный просвет, мм	270	300	360
Диаметр кабеля на барабане, мм	220	220	220
Общая установленная мощность, кВт	83	83	115
Габариты, мм	7300×2300×1450	7600×2500×1650	8100×2800×2000
Масса, т	13	17	22

При ограниченной высоте разгрузки и упорядоченном складировании руды преимущество имеют машины с телескопически выдвигающейся стенкой кузова или плитой, а также с конвейером (у самоходных вагонов), так как при их работе обеспечиваются быстрая разгрузка и безопасность.

Протяженность и профиль трассы оказывают влияние на выбор ходовой части машины и силовой передачи. Привод на два колеса применим на твердой, мокрой или сухой, но нескользящей почве при относительно небольших подъемах (до 6°). При наличии скольжения, а также при большом угле подъема используют устройства для устранения буксования колес.

Привод на четыре колеса необходим при транспортировании по сыпучей поверхности с высоким сопротивлением качению или больших углах подъема (>6°) и при влажной скользящей почве.

При больших расстояниях транспортирования скоростные качества машины реализуются в большей степени, иногда применяют машины с двойным управлением.

Конструкция подземных самосвалов продолжает совершенствоваться. Фирма «Эйкмо» (США) выпустила модель 985 T-15 грузоподъемностью 13,5 т, которая может работать в выработке шириной 2,13 м. Фирма «Майнинг Транспортейшин» (Швеция) изготовила автосамосвал К-350 грузоподъемностью до 50 т и высотой 2,1 м. Фирма «Джарвис Кларк» (Канада) разработала систему электроснабжения автосамосвала через кабельный барабан (длина кабеля на нем 30 м) от контактной сети. Троллейбус «Джарвис 1.ТД-426 Е» грузоподъемностью 23,6 т может двигаться со скоростью 25,6 км/ч, преодолевая подъем до 25% (14°). Характеристики некоторых типов самосвалов приведены в табл. 3.14.

### 3.3.4. Ковшово-бункерные погрузочно-транспортные машины

Малые модели ковшово-бункерных машин, как правило, имеют пневматический привод ограниченной мощности, а характерное для них боковое расположение оператора требует большой площади поперечного сечения выработок (табл. 3.15).

Машины этого типа применяют преимущественно при погрузке мелкодробленой руды и небольшой длине доставки, например при проведении горно-подготовительных и нарезных выработок, когда по условиям вентиляции нельзя применять более мощные дизельные машины.

### 3.4. МАШИНЫ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО НАЗНАЧЕНИЯ

К машинам вспомогательного назначения следует относить машины, входящие в состав основного технологического комплекса и механизмирующие такие вспомогательные работы, как зарядка шпуров и скважин, крепление и оборка кровли камер или выработок, устройство и содержание автодорог, монтаж коммуникаций (рис. 3.22).

При выборе машин вспомогательного назначения следует соблюдать единство параметров машин комплекса, например одинаковые типы привода и ходовой части. Габариты машин должны соответствовать размерам очистных забоев и выработок, а производительность машин — производительности технологического комплекса или быть кратной ей, чтобы обеспечить выполнение работ в заданное время одной или двумя машинами.

Показатели	МоАЗ		195 МС17	300 МС25	
	1405-9385	6403-9535			
Грузоподъемность, т	22	30	26	40	
Вместимость кузова, м³	12,5	11	15,6	21,5	
Скорость движения, км/ч	40	40	40	50	
Предельный уклон, градус	7—10	8	3—5	3—5	
Радиус поворота, м:	3,5	3,4	3,2	4,5	
					внутренний
Габариты, мм:	длина	8610	8560	9500	
	ширина	2950	2850	3310	3400
	высота	2630	2250	2400	—
	высота двигателя	140	147	143	220
Мощность дизельного двигателя, кВт	19,5	17,8	19	25	
Масса, т	СССР		«Блоу-Нокс», Франция		
Фирма, страна	СССР		«Блоу-Нокс», Франция		

Таблица 3.14

401 НВ25	К-102	К-100	МК-А12	МК-У20	МТТ-425	РК 6000
25	21	42	12	20	25	13
14	16	21	6,6	12	14	7
6,8—29,4	6—36	12—36	4,2—22,4	6,2—28,5	7,25—27,4	5—25
14	6—8	6—8	14	11	18	14
3,35	—	—	4,9	4,4	3,96	4,35
7,35	6,95	8,15	7,6	8,6	7,8	6,9
8500	—	9390	7980	9228	10200	8050
2850	3050	3150	1828	3000	3650	2000
2230	2300	3780	1950	2100	1850	2000
140	121	2×183	66	137	190	103
17,2	15,5	25	12,4	21,5	23,8	11
«АНФ», Франция	«Кируна», Швеция		«ГХХ», ФРГ		«Вагнер», США	«Нормет», Финляндия

Таблица 3.15

Показатель	ПТ-2,5	ПТ-4
Грузоподъемность, т	2,5	4
Вместимость, м <sup>3</sup> :		
кузова	1,0	1,5
ковша	0,12	0,2
Дорожный просвет, мм	200	200
Двигатель		Пневматический
Мощность, кВт	44	66
Масса, т	5,0	7,1
Минимальные размеры выработки (ширина X высота), м	2,5 X 2,5	2,8 X 2,8
Габариты, мм	3150 X 1400 X 2120	3350 X 1800 X 2120
Фабрика, страна	СССР	

	ПТ-6	ПТ-10	«Камс 315»	«Камс 515», «Камс 511»
	6	10	2	5
	2,5	4,0	1	2,2—2,5
	0,5	1,0	0,13	0,5
	230	350		
скал	66	147	3 X 9	2 X 15 и 3 X 9
	10,0	16,0	3,05	5,5
	3,3 X 3	3,5 X 3,5	2,3 X 2,4	3 X 3
	4750 X 2360 X 2120	8300 X 2800 X 2500	2970 X 1900 X 1500	3000 X 2150—2365 X 1800
	СССР		«Атлас-Копко», Швеция	

### 3.4.1. Машины для зарядки шпуров и скважин

Машины для зарядки шпуров и скважин по своим параметрам должны соответствовать принятым типоразмерам буряльных установок.

#### Техническая характеристика машин для зарядки

Машина для зарядки	«Ульб-С1А»	ПМЗШ 2	ЗМКД-1
Производительность, кг/мин:			
техническая	10—200	50	50
эксплуатационная	30—40	10—20	10—20
Максимальное дозируемая масса, кг	1	—	—
Высота подъема рабочей площадки, мм	6800	1000	—
Диаметр зарядяемых шпуров и скважин, мм	35—150	32—48	32—48
Угол наклона скважин, градус	0—360	0—360	0—360
Длина пневмоподставки, м	До 350	—	До 80
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	До 0,7	0,4—0,6	0,5—0,6
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин	10	3	3
Диаметр трубопроводов, мм:			
для шпуров	30	—	—
«скважин»	32—40	—	—
Плотность зарядки, г/см <sup>3</sup>	1,17	До 1,2	До 1,2
Вместимость бункера для ВВ, л	300/1130	800	600
Габариты, мм	8300 X 2400 X 2700	7500 X 2600 X 2800	7200 X 1600 X 2200
Масса без ВВ, т	12,5	12,5	9,0
Численность обслуживающего персонала	2	1	1

В очистных камерах эти машины должны обеспечить зарядку шпуров на высоте до 8 м, а при зарядке скважин в подэтажных выработках они должны размещаться на площади поперечного сечения от 6 до 14 м<sup>2</sup>. При производстве массовых взрывов, когда необходимо зарядить в скважины несколько десятков тонн ВВ, вместимость предусмотренного в машинах бункера для ВВ будет недостаточной, поэтому потребуется несколько рейсов

150

зарядных машин к пункту загрузки, что иногда нецелесообразно из-за его удаленности. В этом случае доставку ВВ к пункту зарядки осуществляют вспомогательными транспортными платформами.

Для формирования зарядов заданной величины машины снабжены автоматизированным управлением пневмотранспортом, которое позволяет осуществлять дозирование, изменение производительности и плотности.

Число машин, необходимых для зарядки шпуров (скважин), определяем по формуле

$$n_{z,m} = Z / (P_z f_{z,m}), \quad (3.28)$$

где  $Z$  — количество расходуемого ВВ, кг;  $P_z$  — производительность при зарядании, кг/мин;  $f_{z,m}$  — время, отводимое на подготовку взрыва, мин.

### 3.4.2. Машины для оборки и крепления кровли камер

Для предотвращения отслоений и вывалов необходимо осуществлять оборку и крепление кровли, которое при камерно-столбовой системе разработки является трудоемкой и опасной операцией, усложняющейся с увеличением высоты камер. На практике наиболее распространено анкерное крепление, применяемое иногда в сочетании с торкретбетоном.

Бурение шпуров для осуществления анкерного крепления сопровождается повышенной вибрацией, вызывающей отслоения кровли, которые представляют опасность для рабочих. Безопасность оборки и крепления кровли можно достичь посредством использования специальных машин — при высоте очистного пространства 3,2—8 м (табл. 3.16).

151

Показатели	МОК-16	ЭМС-8	АКБ-8	СП-8А	МОК-А	РЕС22	Э477	«Бельва»	ЭРЕС2А
Исполнительный орган: для сборки	Гидро-узелник	Ручная сборка							
	Ручное крепление	Турель							
для крепления	8,7	4,0—8,0	4,5—8,0	7,5	4,0—8,0	2,2—8,4	3,5—7,2	8,5	10
	11,2	—	—	—	—	7,1	4,5	—	6,6
Параметры сборки и крепления, м:	высота	—	—	—	—	—	—	—	—
	ширина	—	—	—	—	—	—	—	—
Число стрел	12	2	2	11,0	12,5	12,0	8,0	1,1	2
	15,5	10,0	10,0	13,0	15,5	10,0	8,0	11,5	1,8
Мощность двигателя*, кВт	84	55	85	73,0	85	60	42	—	80,3
	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Радиус поворота, м	7,1	5,0	—	—	—	6,9	—	—	6,4
	4,9	—	—	—	—	3,8	—	—	2,85
Шасси:	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	—
рам:	300	Шарнирная	Жесткая	Жесткая	300	—	Жесткая	480	10—17
	15	10	7	7	7	—	15,7	19	5,3
Предельный угол, градус	—	5	—	30	12	12	7	—	—
	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Максимальная скорость, км/ч	—	11 000 ×	11 400 ×	8600 ×	15 000 ×	9780 ×	8000 ×	8000 ×	10 500 ×
	—	×2000 ×	×2700 ×	×3600 ×	×2300 ×	×2400 ×	×2000 ×	×2700 ×	×2420 ×
Габариты, мм	—	×2500	×2500	×2680	×2500	×2500	×1800	×2150	×2700
	—	×2500	×2500	×2680	×2500	×2500	×1800	×2150	×2700
Фирма, страна	—	СССР							
	—	«Сетона», Франция							

Продолжение табл. 3.16

Показатели	ТА-100 БС-50	ВБР	«Робот 400-24»	«Умуче- лр Т-3»	«Сомат»	ЛТФ-В2	
Исполнительный орган: для сборки	Пневмо-узелник	Гидроузелик				Самозатяг	Гидроузелик
	—	Турель				—	—
для крепления	—	—				—	—
	—	—				—	—
Параметры сборки и крепления, м	высота	7,0	7,0—8,0	7,37	3,5—9,0	8,0	2,3—7,0
	ширина	1,2	9—12	4,04	2	—	6,2
Число стрел	1	1	1	—	—	1	—
	—	—	—	—	—	—	—
Масса, т	57	11,0	63	—	18,0	5,0	23,5
	—	—	—	—	73,5	28	128
Радиус поворота, м	—	6,0	6,0	—	7,0	6,5	8,25
	—	3,6	3,5	—	5,0	—	—
Шасси:	—	Шарнирная				—	—
	—	350	350	350	300	350	490
Предельный угол, градус	5	—	—	10—15	10	20	19
	—	—	—	—	—	—	—
Максимальная скорость, км/ч	10 000 ×	15	16,4	10 700 ×	10 000 ×	13 500 ×	15 200 ×
	(1800) ×	10 000 ×	11 000 ×	×2000 ×	×2000 ×	×2400 ×	×2800 ×
Габариты, мм	×2300	×2430	×2300	×2300	×2300	×2000	×2300
	×2300	×2430	×2300	×2300	×2300	×2000	×2300
Фирма, страна	—	«Тамрок», Финляндия				—	—
	—	—				—	—
Фирма, страна	—	«Сомат», Франция				—	—
	—	—				—	—

\* Все массы с расчетом гравитации на геоэологическом полу.

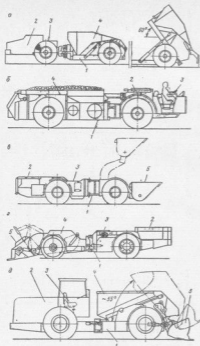


Рис. 3.21. Схемы погрузочно-транспортных машин:

а и б — соответственно автокраны с гидравлическим кузовом и с телескопически выдвигающейся частью кузова; в — комбинированный ПТМ типа «Салютер»; г и д — соответственно комбинированный ПТМ типа «Транслайдер» и «Думлер»; з — рама; 2 — двигатель; 3 — место водителя; 4 — кузов (бункер); 5 — конус

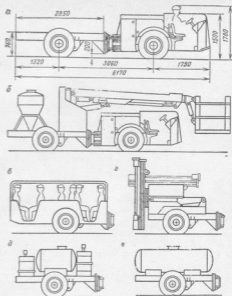


Рис. 3.22. Схемы вспомогательных машин на базе одноосного шасси:

а и б — соответственно платформы для перевозки груза и для армления кровли или загрузки цистерн; в и г — соответственно прицепы, оборудованные для перевозки лесов и для вывоза кирпича; д и е — соответственно прицепы с емкостями для топлива или масла и для воды или цемента

С увеличением высоты отчетного пространства конструкция машины усложняется, увеличивается их масса, а маневренность снижается. Особенно громоздки машины для оборки кровли высотой 18 м и более.

Техническая характеристика машины для оборки кровли

Машина для оборки кровли «Клаймекс»	СП-18А	КСО-12	КСО-25	
Высота оборки и крепления кровли, м . . . . .	24,4	18	13	25
Число стрел . . . . .	1	1	1	1
Шасси:				
рама . . . . .		Жесткая		
ход . . . . .	Гусеничный	Колесный	Гусеничный	
Преодолаемый уклон, градус:				
при работе . . . . .	—	7	10	10
в транспортном положении . . . . .	—	—	20	20
Максимальная скорость, км/ч . . . . .	—	15	1,0	1,0
Двигатель . . . . .		Дизельный	Электрический	
Мощность, кВт . . . . .		132	25	27,3
Габариты, мм . . . . .	8000×3000×	11 500×	7400×3000×	10 000×
	×3200	×2580×2800	×3000	×3200×3300
Масса, т . . . . .	15,3	14,3	16	28
Страна . . . . .	США		СССР	

В качестве рабочего органа для механизированной оборки кровли служит гидроударник, гидротолкатель или скальватель, смонтированный на манипуляторе.

Число машин, необходимых для оборки и крепления кровли камер, определяется по подвиганию фронта  $\omega$  и его протяженности  $L_{\text{д}}$ :

$$n_{\text{кр}} = L_{\text{д}} \omega / (P_{\text{кр}} t_{\text{кр}}), \quad (3.29)$$

где  $P_{\text{кр}}$  — производительность машины при оборке и креплении кровли с использованием машины, м<sup>2</sup>/ч;  $t_{\text{кр}}$  — время, отводимое на крепление кровли в течение суток, ч.

Производительность и расход материалов при механизированном креплении кровли установками различных типов

Установка для крепления кровли . . . . .	АКП-8 АКВ-8 МОК-10 «Болтвин А-100Б»			
Производительность при:				
установке анкеров за 1 ч . . . . .	10,6	12,6	—	10,4
оборки кровли, м <sup>2</sup> /смену . . . . .	—	—	300—450	—
Расход сжатого воздуха на бурение одного шпура, литры . . . . .	60	58,8	—	50
Расход на один шпур:				
прямойной жесткости, л . . . . .	30	31	—	32,5
стали периодического профиля (диаметр 18 мм, длина 2—2,5 м), кг . . . . .	4,3	—	—	4,3
песчано-цементного раствора, кг . . . . .	—	5,1	—	—
шпура (диаметр 24—36 мм, длина 320—400 мм) . . . . .	6	—	—	5—8

### 3.4.3. Машины для крепления выработок

Наряду с машинами для анкерного крепления кровли камер, имеющих высоту в рабочем положении 3,2—8; 8—10 и 18 м, необходимы машины для крепления горно-капитальных и горно-подготовительных безрельсовых выработок ограниченного сечения, например: квершлагов, полевых штреков и погрузочных звездоч. Материалом крепления служит торкретбетон, набрызгбетон или монолитный бетон с укладкой за опалубку. При использовании металлического или сборного железобетонного крепления транспортирование и установку элементов крепи осуществляют с применением грузовой платформы, оборудованной краном.

Как для торкретирования, так и для возведения бетонной крепи необходимы специальные машины, имеющие емкости для вяжущего и заполнителя, снабженные смесителем и бетонопроводами. В местах работы эти машины подключаются к магистралям сжатого воздуха и воды. Например, смесительно-торкретирующая машина «Эйжко 975» используется совместно с цементовозом, основные параметры которых приведены ниже.

Машина . . . . .	Смесительно-торкретирующая	Цементовоз
Вместимость, м <sup>3</sup> :		
временного бункера . . . . .	2	4,6
смесителя . . . . .	3,6—5,4	—
Габариты, мм . . . . .	6100×2500×2050	6100×2700×2250
Угол поворота стрелы, градус . . . . .	130—230	—
Рабочая зона (ширина × высота), м . . . . .	7×6	—

Техническая характеристика отечественных машин для крепления выработок

Машины для крепления выработок	НБК-2	МНБ-1,8	НБК-1	МНБ-4,5	СНБ-2
Вместимость временного бункера для сухой смеси, м <sup>3</sup> . . . . .	1,45	1,8	4,5	4,5	2,0
Максимальная фракция заполнителя, мм . . . . .	40	25	40	35	—
Дальность подачи сухой смеси, м, по:					
горизонтали . . . . .	250	100	250	100	100—150
вертикали . . . . .	50	30	50	30	—
Техническая производительность по сухой смеси, м <sup>2</sup> /ч, при:					
набрызге бетона . . . . .	4,0	5,4	5—6	5,4	4,0
укладке за опалубку . . . . .	—	—	10—12	—	—
Мощность двигателей, кВт:					
ходового (двухлопастного) . . . . .	55,1	36,8	139,7	85	—
вращающего (пневматического) . . . . .	11,0	7,5	20,6	15,0	—
Преодолаемый уклон, градус . . . . .	15	15	15	15	—
Габариты в транспортном положении, мм . . . . .	7200×	6000×	9000×	6000×	7000×
	×1700×	×2200×	×2500×	×2200×	×1600×
	×2200	×1950	×2250×	×2700	×1500
Масса, т . . . . .	7,3	8,8	19,2	19,0	7,5

### 3.4.4. Машины для устройства и содержания проезжей части подземных выработок

Для покрытия проезжей части в подземных выработках используют бетон, асфальт, дробленую породу и другие материалы, доставляемые к месту работы специальными машинами, автосамосвалами, платформами или ковшевыми погрузчиками. Последние могут также планировать почву выработок, выполняя функции бульдозера. Для профилирования и уборки проезжей части в выработках с интенсивным движением применяют грейдеры и поливочные машины.

Техническая характеристика автогрейдера АШ-1

Мощность двигателя, кВт	55,1
Параметры отвала, мм:	
ширина	3000
высота	500
Угол резания, градус	60
Внешний радиус поворота, мм	6000
Габариты, т	7500×1700×2100
Масса, т	8,5

Техническая характеристика поливочно-моечной машины типа ПМ-8

Полезная вместимость бака, м <sup>3</sup>	8
Рабочее давление воды, МПа	0,15—0,22
Расход воды, м <sup>3</sup> /с	(4—5) 10 <sup>-3</sup>
Омываемая за одну заправку площадь поверхности, м <sup>2</sup> :	
свода выработки	2500—4000
дороги	7000—8000
Габариты, мм	7700×2200×2685
Масса, т	10,5
Мощность дизельного двигателя, кВт	84,5
Рабочая скорость, км/ч	1,5—3
Производительность, м <sup>3</sup> :	
часовая	5300
сменная	14 600

Для монтажа коммуникаций (труб, кабелей) применяют специальные машины.

Техническая характеристика машины типа УМВ

Грузоподъемность при доставке труб, т	5
Длина перевозимых труб, м	6
Грузоподъемность манипулятора, кг	1000
Диаметр укладываемых труб, мм	50—350
Высота укладки труб, мм	3100
Максимальный диаметр укладываемого кабеля, мм	49,7
Высота укладки и демонтажа кабелей, мм	3250
Мощность двигателя, кВт	55,1
Предельный уклон, градус	15
Максимальная скорость, км/ч	20
Габариты, мм	7200(9100)×1700×2100
Масса, т	9

\* Давно с предельно для перевозки труб.

### 3.4.5. Бульдозеры

С внедрением ковшевых погрузчиков, выполняющих работы по зачистке почвы камер и образованию навала руды, область применения бульдозеров значительно сократилась, что связано их конструктивными особенностями, предопределяющими узкую специализацию этой машины. Применение бульдозеров целесообразно лишь при большом объеме работ, когда они не только выполняют вспомогательные работы, но и являются составной частью добычного комплекса.

Техническая характеристика некоторых отечественных бульдозеров

Бульдозер	БПД-2	БД-1Г	БПД-2Д
Мощность двигателя, кВт	2×33	85	108
Тяговое и валовое усилие, кН	80	65	100
Скорость движения, км/ч	2,5	3,8	1,2
Параметры отвала, мм:			
ширина	2310	2500	3250
высота	1150	990	900
Опускание отвала ниже уровня почвы, мм	200	380	—
Габариты, мм:			
длина	4680	6100	5730
ширина с отвалом	2310	2500	3250
высота	1810	2200	2837
Масса, т	13,0	13,0	14,7

### 3.5. МАШИНЫ ДЛЯ ОБСЛУЖИВАНИЯ ОЧИСТНЫХ И ПРОХОДЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ

К ним относят машины для технического обслуживания и мелкого ремонта основных машин комплекса: передвижные мастерские, топливозаправщики, краны, платформы для перевозки людей и грузов. Они не включаются в состав комплекса и могут обслуживать несколько добычных комплексов при отработке панели или блока.

#### 3.5.1. Машины для перевозки людей, грузов и материалов

При отработке месторождений системами с применением самоходного оборудования вместо материально-заходных возмещающих предусматриваются наклонные съезды, которые связывают основной горизонт с очистными забоями и подэтажными выработками.

Для перевозки по ним людей и грузов необходимы специальные машины, оборудованные кабиной и платформой с краном. Техническая характеристика машины для перевозки людей приведена в табл. 3.17. Такие машины выбираются по числу пассажиров с учетом численности рабочих участка, блока. Желательно, чтобы рабочие основных профессий доставлялись одним рейсом.



Таблица 3.17

Показатели					
	ВВР	ПА-40	НР-РЕ-18	«Юпит 2000»	«Януса 20»
Число сидячих мест	20	40	18	16	26
Грузоподъемность, т	3	—	3	2	3
Мощность дизеля, кВт	55,1	84,6	42	31	44
Максимальная скорость, км/ч	20	20	27	20	26
Преодолеваемый уклон, градус	15	15	14	20	20
Внешний радиус поворота, м	5	7	5,37	4	6,1
Клиренс, мм	300	300	300	—	—
Габариты, мм	7800× ×1700× ×2100	9700× ×2200× ×2500	6900× ×1950× ×2030	4400× ×1750— 1900×2100	5870× ×2100× ×2100
Масса, т	8,5	12,0	6,8	3,5	4,6
Фирма-строитель	СССР		«ГХХ», ФРГ	«Олеман», ФРГ	

Машины для перевозки грузов, например: ВВ, цемента (в мешках по 40 кг), труб длиной 6—8 м, диаметром 50—350 мм и массой от 40 до 300 кг, деталей металлического крепления, арматуры, песка, гравия, буровых машин, инструмента, запасных частей к машинам (колесо или ковш массой до 500—1000 кг), выбираются исходя из их числа, массы и номенклатуры. Условием большинства рудников удовлетворяет грузоподъемность крана в пределах 2—3 т, однако при использовании мощного оборудования иногда необходим кран грузоподъемностью 4—5 т. Характеристика машины для перевозки грузов приведена в табл. 3.18.

Наряду со специальными машинами для перевозки людей и грузов известны конструкции универсальных машин, например конструкция фирмы «Шюпф» (ФРГ), вмещающая 18 чел., у которой при откидывании сидений образуется платформа (рис. 3.23). Грузоподъемность машины составляет 3 т, мощность двигателя «Деиз» — 50 кВт, преодолеваемый подъем — до 25°.

Таблица 3.18

Показатели	ВВР-1,5		1950М		2030М		ТСШ-4	
	1,5	27,9	9	55,1	8	55,1	4	55,1
Грузоподъемность, т	27,9	20	3	55,1	8 <td>55,1</td> <td>4 <td>55,1</td> </td>	55,1	4 <td>55,1</td>	55,1
Мощность дизеля, кВт	205	260	3	55,1	16	55,1	16	55,1
Максимальная скорость, км/ч	2500	2600	—	260	—	16	—	200
Клиренс, мм	4,37	5	—	2600	—	—	—	2450
Безопасность	15	15	—	5	—	—	—	4,5
Внешний радиус поворота, м	—	—	—	15	—	—	—	25
Преодолеваемый уклон, градус	—	—	—	15	—	—	—	—
Грузоподъемные приспособления	—	—	—	15	—	—	—	—
Габариты, мм	—	—	—	—	—	—	—	—
Масса, т	—	—	—	—	—	—	—	—
Фирма-строитель	—	—	—	—	—	—	—	—

СССР

Продолжение табл. 3.18

Показатели	«Юпит 20»		«Юпит 20»		«Юпит 20»		«Юпит 20»	
	3	41	3	41	3	41	3	41
Грузоподъемность, т	41	27	3	41	3	41	3	41
Мощность дизеля, кВт	300	300	—	25	—	25	—	25
Максимальная скорость, км/ч	—	—	—	—	—	—	—	—
Клиренс, мм	—	—	—	—	—	—	—	—
Безопасность	—	—	—	—	—	—	—	—
Внешний радиус поворота, м	—	—	—	—	—	—	—	—
Преодолеваемый уклон, градус	—	—	—	—	—	—	—	—
Грузоподъемные приспособления	—	—	—	—	—	—	—	—
Габариты, мм	—	—	—	—	—	—	—	—
Масса, т	—	—	—	—	—	—	—	—
Фирма-строитель	—	—	—	—	—	—	—	—

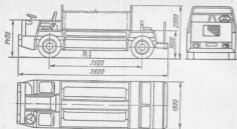


Рис. 3.23. Схема универсальной транспортной машины фирмы «Шовфф 66».

Показатели	ДЗ	СВА-12	ГСМ-3
Назначение машины	Топливо		
Технологическое оборудование	Геометрические емкости		
Общая полезная вместимость, л	2450	1728	3200
В том числе для:			
дизельного топлива	1400	1200	1800
масла	1×400 2×200 2×125	4×128 1×16	7×150 2×100 1×80
Производительность выдачи, л/мин:			
топлива	—	—	35
масла	—	—	16
Мощность двигателя, кВт	55,1	55,1	84,6
Максимальная скорость, км/ч	20	20	20
Преклоняемый подъем, градус	15	17	15
Внешний радиус поворота, м	5	4,7	6,37
Габариты, мм	7200×1700× ×2050	6700×1600× ×1500	8630×2200× ×2500
Масса, т	8,5	9,15	11,3
Фирма, страна		СССР	

### 3.5.2. Машины для перевозки топлива, заправки смазки и технического обслуживания

Эти машины применяют для обслуживания очистных комплексов. Их заправочные емкости должны быть достаточны для обслуживания нескольких машин, работающих в блоке, участке или панели.

Наряду с топливозаправщиками необходимы машины специального назначения для смазки машин при техническом обслуживании их на рабочих местах.

Число машин для перевозки людей, грузов, топлива и других материалов определяется с учетом их грузоподъемности, вместимости, продолжительности рейса, а также времени, отводимого на эти операции в течение суток. Для лучшего использования машин, входящих в комалек, очистные работы следует вести в двух-трех смежных камерах-блоках, добиваясь максимального использования машин не только основного, но и вспомогательного назначения.

Характеристика машин для технического обслуживания очистных комплексов приведена в табл. 3.19.

Таблица 3.19

	НГ-ВА3.1	«Верго-танк»	ПСА-6	ПРМ	ПК-6МФ
заправка			Смазочный агрегат на шасси Т-16м	Передвижной ремонтный пункт на шасси ВОМ-01	Передвижной кран
и насос			Компрессор (0,5 м <sup>3</sup> /мин), сварочный агрегат (500 А), насосная станция (35 л/мин), электро-сверло, гайковерт		Кран грузоподъемностью 2,5—5 т, швелер стальной 3,4—5,2 м, высота подъема 6 м
	3000	1700	520		
	1800	1000	—		
	1×200	3×100	520		
	1×800	1×400	—		
	1×200	—	—		
	8,7	—	—	—	—
	6	—	1,7—9,3	—	—
	42	50	16	55	85
	27	22	—	20	—
	14	15	—	15	7—15
	5,37	4,3	—	5	6,5
	6800×1950× ×1920	4900×1900× ×2100	3750×1570× ×2500	7400×1700×2000	10 100×2530×2900
	7	6	2,22	9,7	16
	«ГХХ», ФРГ	«Олеман», ФРГ		СССР	

## 3.5. ФОРМИРОВАНИЕ СОСТАВОВ ПРОХОДЧЕСКИХ И ОЧИСТНЫХ КОМПЛЕКСОВ

### 3.5.1. Особенности проведения выработок с применением самоходных машин

Условия применения самоходных машин при проведении горно-подготовительных выработок в пределах блоков и протяженных горно-подготовительных или вскрышающих выработок различны.

В первом случае используются, как правило, самоходные машины, входящие в очистные комплексы.

Выработки в пределах очистных блоков имеют обычно ограниченную длину, отсюда, поэтому их проведение и многозабойное использование машин не вызывают затруднений. Здесь могут быть применены менее мобильные самоходные машины с пневмо- и электроприводом.

Во втором случае площадь поперечного сечения и протяженность выработок оказывают существенное влияние на выбор комплексов самоходных машин и организацию работ, в частности, на замену машин в забое и отгрузку отбитой горной массы. Предельное расстояние транспортирования горной массы из забоя  $L$  ковшовой погрузочно-транспортной машиной при заданном времени  $t_p$  (мин) на уборку в цикле проходки определяем по формуле

$$L = v_{cp} \cdot t_p / (2n_p), \quad (3.30)$$

где  $v_{cp}$  — средняя скорость движения машины, м/мин;  $n_p$  — необходимое число рейсов, определяемое из выражения

$$n_p = Q_{г.м} / Q, \quad (3.31)$$

где  $Q_{г.м}$  — масса отбитой горной массы, т;  $Q$  — полезная нагрузка машины, т.

Если протяженность выработки  $L_0$  превышает расстояние  $L$ , то устраняют перегрузочный пункт.

Необходимое число перегрузочных пунктов

$$n_{п.п.} = (L_0 - L) / L. \quad (3.32)$$

При проведении выработки возможно использование двух ПТМ, если позволяют условия вентиляции. Одна машина транспортирует горную массу из забоя к перегрузочному пункту, а вторая — от этого пункта к месту разгрузки. Использование погрузчика в комплексе с автосамосвалом или самоходным вагоном более удобно, так как исключает необходимость в устройстве перегрузочных пунктов. Однако на применение такого сочетания

накладывает ограничение площадь поперечного сечения выработок.

При проведении наклонных выработок более благоприятные условия для уборки горной массы создаются при ведении работ сверху вниз, и этому направлению следует отдавать предпочтение при отсутствии значительных водопритоков в забой.

### 3.5.2. Ориентировочные составы проходческих комплексов

Выбор комплексов самоходных машин следует производить исходя из площади поперечного сечения и протяженности горных выработок, типа крепления и имеющейся на данный момент номенклатуры машин, изготавливаемых отечественными заводами (табл. 3.20).

Основные показатели проведения выработок с применением комплексов самоходных машин

Комплекс . . . . .	I	II	III	IV
Площадь поперечного сечения выработок, м <sup>2</sup> . . . . .	6—8	10—12	14—16	18—20
Протяженность выработок, м . . . . .	50—150	100—250	300—500	700—2000
Угол наклона, градус . . . . .	0—6	0—8	0—12	0—12
Глубина шпуров, м . . . . .	1,2—1,4	1,8—2	2—2,5	2,5—3
Подвигание забоя за цикл, м . . . . .	1,1—1,2	1,6—1,8	1,8—2,2	2,2—2,9
Число циклов в сутки . . . . .	2—3	2—3	2—3	2—3
Скорость проходки, м/мес . . . . .	60—80	100—120	120—130	140—160
Средняя продолжительность труда проходчика, м <sup>3</sup> . . . . .	8—9	8—10	10—12	14—20

### 3.5.3. Ориентировочные составы очистных комплексов

Номенклатура самоходных машин, характеристики которых приведены в разд. 3, позволяет выбрать комплексы для достаточно широкого диапазона горно-технических условий. Однако не все машины в равной степени соответствуют предъявляемым требованиям как по надежности и производительности, так и по параметрам.

При формировании комплексов необходимо стремиться к увязке параметров систем разработки и оборудования. Для каждой системы есть главные, определяющие параметры, от которых зависит применение того или иного типоразмера машины. Например, для камерно-столбовой системы это высота очистного пространства, для системы с подэтажным обрушением — высота подэтажа

Тип машины	Состав комплексов			
	I	II	III	IV
	при наличии поперечного сечения выработки, м*			
Бурильная установка	6-3	10-12	14-16	18-20
	ЗУБН-2п	ЗБК-2Д, УБН-222Д	ЗБК-3Д, УБН-222Д	ВФ-2в, УБН-532Д
Машина:				
	взрывная пневматическая-жесткая пневматическая транспортная для крепления выработок борта комбинированная машина для перевозки: людей грузов самоходно-взрывчатый агрегат Кран грузоподъемностью 1-3 т	ЗМКД-1 ПЦ-3 — — ВОМ: К-1000 или ППН-2М	«Ульба С1А», ЗМКД-2 ПЦ-5 — — НБК-2	ЗМКД-2 ПЦ-8, ПЦ-12 ПНВ-3Д <sub>2</sub> №0А3-6001* НБК-2
	ВЛГ ВЛГ-1,5 СЗА-12 КП-13	ВЛГ ВОМ СЗА-12 КП-13	ВЛГ ВОМ СЗА-12 ПК-5МФ	ВЛГ ТШ-4, 2НОМ ГСМ-3 ПК-5МФ

\* Предустановлена для простейших и выделанных выработок.

и т. д. Для иллюстрации такого подхода к выбору состава комплексов в табл. 3.21 для некоторых систем разработки приведены возможные варианты комплексов, которые не следует рассматривать как неизменные и удовлетворяющие всем требованиям. В каждом конкретном случае выбор комплекса зависит от результатов технического и экономического обоснований, а также рекомендаций, изложенных в разд. 3.

#### 4. ОСОБЕННОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ САМОХОДНЫХ МАШИН В ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТКАХ

##### 4.1. КОНСТРУКЦИЯ И ПАРАМЕТРЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

###### 4.1.1. Околостольные двory

Вследствие применения самоходных машин на пневмоколесном ходу параметры горных выработок и их оснащенность изменяются коренным образом. Главная особенность при эксплуатации таких машин заключается в непостоянстве зазоров между машиной и боками выработок и в трудностях создания безопасных условий пребывания в них людей. В связи с этим площадь поперечного сечения выработок необходимо увеличивать, что связано также с улучшением условий проветривания. При использовании самоходных машин в комбинации с рельсовыми транспортом возникают сложности при создании нормальных условий эксплуатации машин и оборудования различных типов.

Для устранения этих трудностей при разработке крупных месторождений нарезают независимые безрельсовые эксплуатационные и рельсовые концентрационные горизонты.

Выработки на этих горизонтах проводят для того или иного типа машин. Околостольные выработки Анненского рудника (рис. 4.1), в которых осуществляются прием и обслуживание самоходного оборудования, связаны с грузовым и клетевым столами. У грузового стола на эксплуатационных горизонтах предусмотрены камеры для приема самоходных машин на горизонт (рис. 4.2). Прием оборудования производится на специальные подвижные платформы, причем на гор. —125 м Анненского рудника, являющегося горизонтом подземного дробления и центрального водоотлива, предусмотрена самоходная платформа с электрическим приводом. Для механизации погрузочно-разгрузочных работ в камерах приема оборудования устанавливаются местные электрические краны грузоподъемностью 20 т.

Если нарезка концентрационных (рельсовых) и безрельсовых рудных горизонтов экономически не целесообразна и эксплуата-

Таблица 3.21

Класс систем разработки	Система разработки	Определяющие параметры	Оборудование		доказано, используемое при					Годовая производительность комбината, тыс. т
			бурения		защиты	погружки	транспортировки	крепления и обделки кровли	защиты почвы	
Системы с открытым очистным пространством	Камерно-столбовая, со сплошной выемкой	Высота очистного пространства, м: 12—18	УВШ-535Д		ПМЗШ-2	50-5112	МоАЗ-740Б	АКБ-8, СП-18 То же СП-8А	БП-1Г	До 400
		8—12 4—6	УВШ-535Д ИСБУ-2К		ПМЗШ-2 «Ульба С1А»	50-5112 ПНБ-4Д или ПД-8	МоАЗ-6401 МоАЗ-6401 или ПД-8		БП-1Г	До 300 До 200
	До 4	СБУ-26		ЗМКД-2				МНБ-4.5; НБК-2		120
	С доставкой руды вазином	Площадь поперечного сечения камеры, м <sup>2</sup> (угол наклона > 35°): 100—200 50—100	Ширина камеры × высота подэтажа, м: (10—12) × 20 (4—6) × 10	ЕСМ-1у		ЗМБС-2 ЗМКД-2	ПНБ-3Д2 ПД-8	МоАЗ-6401	НБК-2	БПДУ-2
ДУО-ТГ-5 ПБУ-80					ЗМБС-2 ЗМКД-2	ПНБ-4Д ПД-5, ПД-8	МоАЗ-6401	НБК-2	—	200 120
Системы с заледкой очистного пространства	Этажно-камерная	Ширина × высота камеры (10—12) × 40 м	НКР-100 ДУО-ТГ-5		ЗМБС-2	ПНБ-4Д ПД-5, ПД-8	МоАЗ-6401	НБК-2	—	200 120
			УВШ-535Д УВШ-222Д		ПМЗШ-2 «Ульба С1А»	ПНБ-3ДА ПД-8	МоАЗ-6401	АКБ-8, МНБ-4.5	БП-1Г	200 120
	С выемкой горизонтальной слонки с заледкой	Ширина × высота слонки, м: 8 × 7 6 × 4	УВШ-222Д		ЗМКД-2 «Ульба С1А»	ПД-5	ПТ-6	НБК-2	БП-1Г	100
Системы с обрушением руды и вмещающих пород	С подэтажным обрушением	Высота подэтажа, м: 10—12 6—8	ДУО-ТГ-5 ПБУ-80		ЗМКД-2 «Ульба С1А»	ПНБ-3Д или ПД-8	1ВС-10 ПД-8	НБК-2	—	120 100
			НКР-100 ДУО-ТГ-5		ЗМБС-2 ЗМКД-2	ПНБ-4Д ПД-8	МоАЗ-6401	—	НБК-4.5; НБК-2	200 100
	С этажным обрушением	Мощность залежи × высота этажа, м: 40 × 60 20 × 40								

ния самоходных машин с рельсовым транспортом руды совмещается на одном уровне, следует по возможности провести па-

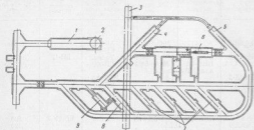


Рис. 4.1. Схема расположения подземных выработок, предназначенных для обслуживания самоходных машин:

1 — камера для приема оборудования; 2 — грузовой ствол; 3 — наклонный ствол; 4 — сварочный пост; 5 — пункт регулирования движения; 6 — рамный ствол; 7, 8 и 9 — соответствующие камеры для стоек самоходных машин, их мойки и очистки воды

раллельно два квершлага: рельсовый и безрельсовый. Пример компоновки околоствольного двора для этих условий показан на рис. 4.3.

#### 4.1.2. Горизонтальные и наклонные выработки

Горные выработки в зависимости от их назначения, интенсивности и скорости движения в них самоходных машин разделены на четыре класса (табл. 4.1): транспортные, погрузочно-доставочные, буровые податжные и вспомогательные [34].

Основные транспортные выработки (рис. 4.4), как правило, принимают весь грузопоток руды или большую его часть. В них интенсивность движения и грузоподъемность машин наибольшие. К ним относятся искривляющиеся наклонные съезды, квершлага и основные штреки.

В отечественной и зарубежной практике используются транспортные машины грузоподъемностью от 25 до 46 т, шириной 2800—3200 мм и массой 10—25 т. Ширина выработок при одноподъемном движении составляет 4300—5250 мм, при двухрядном до 8000 мм. Протяженность транспортных выработок колеблется в широких пределах: от 500—700 до 3000—4000 м. Они проводятся горизонтальными или под углом до 6—8°. Скорость движения машин в транспортных выработках зависит от профиля пути

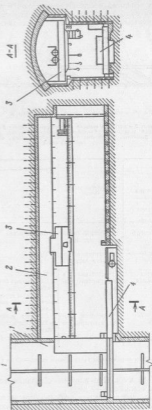


Рис. 4.2. Схема расположения камеры для приема оборудования на горностае  
1 — камерный ствол; 2 — грузовой ствол; 3 — рабочий ствол; 4 — грузовой кран

и состоянии проезжей части. Отечественный и зарубежный опыт эксплуатации самоходных транспортных машин показал, что при асфальтоцементном покрытии скорость их движения может до-

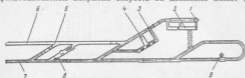


Рис. 4.3. Схема окрестостального двора с рельсовым и безрельсовым верхними этажами:

1 — железная стела; 2 — насосная станция с электроподстанцией; 3 — зарядная камера; 4 — трансформаторная подстанция; 5 — толкательный пункт; 6 и 7 — соответственно безрельсовый и рельсовый верхние этажи; 8 — пункт обслуживания самоходных машин; 9 — силовой ствол

Класс	Выработка	Назначение выработки	Транспортная		
			Тип	Масса грузовой машины, т	Надежность движения, маш/смену
I	Транспортная	Вскрытие, транспортирование руды	Автосамосвал	40—60 20—40	40—60 20—40
II	Погрузочно-доставочная	Подготовка, погрузка и доставка руды	ПДМ	20—40	5—10
III	Буровая подэтажная	Подготовка и разбуривание блока	ПДМ Самоходные буровые установки, машины вспомогательного назначения	10—30 10—20	15—20 Периодически
IV	Вспомогательная	Перевозка людей и материалов	Машины вспомогательного назначения	10—20	То же

\* На изкрустных ширине части увеличивается на 300—500 мм в зависимости от радиуса.

стигать 15—18 км/ч. При плохом состоянии покрытия скорость обычно не превышает 4—9 км/ч.

Погрузочно-доставочные выработки относятся к горно-подготовительным при большинстве систем разработки: этажно-камерной, подэтажными штреками, с этажными принудительными обру-

шением и других. Они не выделяются лишь при камерно-столбовой системе, когда погрузка и частично доставка руды осуществляются непосредственно в камерах. Погрузочно-доставочные выработки проводятся в пределах очистного блока-участка на уровне основного горизонта или выше него. Через эти выработки осуществляются выпуск руды из блоков, погрузка и доставка к рудоспуску с применением самоходных машин.

Искусственное покрытие в погрузочных заездах, как правило, не предусматривается. В отдельных случаях при слабых породах почвы заезды бетонируют и армируют рельсами, что улучшает условия погрузки. На руднике «Мадлен» погрузочно-доставочные выработки покрыты слоем бетона толщиной 150 мм, который армирован металлической сеткой с ячейками размером 150×150 мм. Для уменьшения износа шин в качестве заполнителя при приготовлении бетонного покрытия используют гальку.

Скорость движения машины в доставочных выработках протяженностью от 50—100 до 500—700 м по спланированному осно-

Таблица 4.1

класс		Регламентируемые размеры выработок, мм				
Скорость движения, км/ч	Ширина проезжей части А (ширина колеи в + ширина зазора) *	Максимальное расстояние от края проезжей части до стенки выработки с	Ширина свободного прохода для заезд		Высота	
			при устройстве трапура	при отсутствии трапура	трапура над проезжей частью	армированной стальной трапура
15—20	b + 1000	350	800	—	300	1800
15—20	b + 800	350	800	1200	200	1800
8—20	b + 800	200	700	1000	200	1800
6—15	b + 600	200	—	800	—	—
6—15	b + 600	—	—	800	—	—
6—12	b + 600	200	—	800	—	—
До 8	b + 600	—	—	800	—	—
15—20	b + 1000	350	700	1200	200	1800
8—15	b + 800	350	—	800	—	—
6—12	b + 600	200	—	800	—	—

ванию не превышает 12—15 км/ч, по верховой скальной почве — 6—8 км/ч.

Буровые подэтажные выработки располагаются выше доставочного горизонта и предназначаются в основном для бурения скважин и отбойки руды. Площадь поперечного сечения выработок

определяется габаритами бурового оборудования в его рабочем положении. Движение самоходных машин по выработкам осуществляется периодически: при проходке, перемещении буровой установки, а также при доставке людей, материалов и инструмента. Искусственного покрытия выработки не требуют,

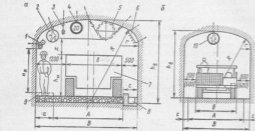


Рис. 4.4. Поперечные сечения транспортных (а), буровозвращающих и вспомогательных (б) выработок при эксплуатации самоходных машин: 1 — магистраль свежего воздуха и воды; 2 — зона «Пешеходная дорожка»; 3 — подвеска сбалансированная; 4 — зона «Сглаживание скорости»; 5 — вентиляционная труба; 6 — подвеска кабелей; 7 — транспортная машина; 8 — кабина; 9 — тротуар; 10 — зона «Движение людей выработкой»;  $H$  и  $h$  — соответственно большой и малый радиусы свода;  $g$  — минимальное расстояние между кузовом машины и выступающей частью подвески (не менее 300—400 мм);  $a_0$ ,  $a$ ,  $b_0$  и  $b_1$  — соответственно высота выработки и машины;  $B$  — ширина выработки

нужны лишь планировка и подсыпка почвы щебенкой. Длина подэтажных выработок колеблется от 50 до 200 м и более. Скорость движения машин обычно не превышает 6 км/ч.

Вспомогательные выработки служат для доставки людей, материалов и оборудования, причем движение самоходных машин осуществляется периодически — в конце или начале смены. Их протяженность обычно составляет 200—500 м, но в отдельных случаях может достигать 1200—2000 м и более. Площадь поперечного сечения вентиляционных выработок определяется по принятым условиям движения воздуха с учетом габаритов проходческого оборудования, а площадь поперечного сечения наклонных съездов — с учетом основных размеров доставляемого крупногабаритного оборудования. Угол наклона съездов определяется с типом машин, интенсивностью движения и колеблется в пределах от 6 до 14°. Скорость движения машин зависит от назначения и протяженности выработок и колеблется от 6 до 12 км/ч.

Размеры выработок принимаются также в зависимости от их назначения.

Ширина выработки (см. рис. 4.4) складывается из ширины пешеходной дорожки (тротуара)  $a$ , проезжей части  $A$  и

минимального расстояния между краем проезжей части и стеной выработки  $c$ :

$$B = a + A + c; \quad (4.1)$$

при отсутствии пешеходной дорожки ширину выработки определяем по формуле

$$B = A + 2c. \quad (4.2)$$

В отечественной практике в транспортных выработках, где имеет место движение машин и пешеходов, предусматривается тротуар шириной 700—800 мм и высотой 200 мм. На некоторых соляных рудниках вместо тротуара через каждые 25 м по длине выработки устраивают яши. Ширина пешеходной дорожки устанавливается в зависимости от класса выработок (см. табл. 4.1).

В транспортных выработках с интенсивным движением, где нахождение людей не исключается, необходимо устраивать тротуар шириной не менее 800 мм и высотой 200—300 мм. Если тротуар отсутствует, то ширина пешеходной дорожки должна быть увеличена до 1000—1200 мм, а скорость движения машин ограничена до безопасных пределов.

Пешеходную дорожку обозначают соответствующим знаком. В доставочных, вспомогательных и подэтажных выработках, где интенсивность движения машин невелика, а пребывание людей носит нестойкий характер, сооружение тротуара или пешеходной дорожки нецелесообразно. Ширину проезжей части  $A$  с учетом массы машин определяем по формуле

$$A = b + 1,5b + 12v, \quad (4.3)$$

где  $b$  и  $\delta$  — соответственно ширина машины и профиля покрышки, мм;  $v$  — скорость движения машины, км/ч.

На поворотах проезжая часть должна быть расширена на величину выбега  $\Delta A$

$$\Delta A = (R_2 - R_1) - b, \quad (4.4)$$

где  $R_2$ ,  $R_1$  — соответственно наружный и внутренний радиусы поворота, м.

Рекомендуемые радиусы закругления выработок для нормальных  $R_1$  и стесненных  $R_2$  условий приведены ниже (табл. 29).

Радиус	$R_1$ , м	$R_2$ , м
Основные вскрывающие автотранспортные уклоны	40	20
Основные транспортные выработки на горизонтах, вспомогательные уклоны	30	20
Вспомогательные транспортные выработки на горизонтах	20	15
Прочие вспомогательные выработки	15	10

Для уменьшения бокового скольжения машины и в связи с этим износа механизма рулевого управления, покрышек рекомендуется предусматривать поперечный подъем проезжей части,



значения которого в зависимости от скорости движения и радиуса закругления приведены ниже.

Скорость движения, км/ч . . . . .	10—16	16—20	20—30
Радиус закругления выработки, м . . . .	15—20	40—50	60—90
Поперечный подъем дорожного полотна на 1 м его ширины, м . . . . .	0,04	0,05	0,06

Поперечный уклон дорожного полотна предусматривается в сторону водоотливной канавки в размере 0,01—0,02 м на 1 м его ширины.

Минимальное расстояние от края проезжей части до стенки выработки регламентируется для исключения заедания машины за стенки выработки и придания большей уверенности водителю. При сооружении туннелей это расстояние принимается в пределах 200—350 м, причем проезжая часть ограждается бордюром высотой 200—300 мм. В подземных транспортных выработках проезжая часть также ограждают бордюром таким образом, чтобы указанное расстояние было не менее 200 мм. Если между проезжей частью и стенкой выработки устраивается водоотливная канава, расстояние с может достигнуть 500—600 мм.

В доставочных и вспомогательных выработках, где искусственное покрытие и ограждение проезжей части не предусматриваются, это расстояние учитывается при определении ширины выработки.

Водоотливную канаву в транспортной выработке можно разместить по середине проезжей части или между проезжей частью и стенкой выработки. Расположение водоотливной канавы по середине проезжей части усложняет маневрирование машин, однако на протяженных наклонных съездах этот недостаток не имеет существенного значения. При размещении канавы со стороны пешеходной дорожки она должна перекрываться железобетонными плитками или трапами. В этом случае затрудняется очистка водоотливных канав, так как требуются дополнительные затраты на снятие и установку перекрытия.

Расположение канавы между проезжей частью и стенкой выработки увеличивает ширину выработки (на 100—150 мм), однако исключает отмеченные ранее недостатки. Приводящая стена канавы выполняет функции ограждения проезжей части. Для стока воды в ней необходимо оставить щели. В погрузочно-доставочных, податжных буровых и вспомогательных выработках канавы не устраиваются, а сток воды обеспечивается за счет предусматриваемых продольного и бокового уклонов выработки.

Устройство проезжей части. Для искусственного покрытия проезжей части используются бетон, асфальт, битумоцемент, дробленая порода, щебень и другие материалы. Вид покрытия определяется в зависимости от грузоподъемности, скорости транспортных машин и срока службы выработки (табл. 4.2) [29].

Класс	Выработка	Общая масса заперен-слертных средств, т	Срок службы выработ-ки, лет	Располагаемое покрытие проезжей части
I	Транспортная	40—60	10—15	Бетонное с армирующей сеткой толщиной 300 мм
	"	20—40	10—15	Бетонное толщиной 300 мм
II	Погрузочно-доставочная	20—40	5—10	Щебеночное с пропиткой битумоцементным вяжущим толщиной 300 мм
III	Буровая податжная	10—20	3—5	Без покрытия с плазмой
IV	Вспомогательная	20—40	10—15	Щебеночное с пропиткой битумоцементным вяжущим толщиной 300 мм
	"	10—20 10—20	5—10 3—5	Щебеночное Без покрытия

Высота выработок складывается из высоты свода (определяется геометрическим построением) и высоты прямого участка стенки выработки ( $\geq 1800$  мм). Кабели, трубы для воды и сжатого воздуха размещаются в пределах свода или ниже.

При определении высоты выработки следует учитывать вертикальные колебания движущихся самоходных машин, которые в зависимости от скорости движения могут достигать 300—500 мм, а также возможность погрузки машины «с шанкой» высотой 500—600 мм.

Уклон выработок выбирается с учетом их класса, типа применяемого оборудования и срока службы.

Выбор оптимального угла наклона транспортных выработок имеет большое значение для эффективного использования самоходных машин. С увеличением угла наклона протяженность выработок значительно уменьшается, что позволяет сократить капитальные затраты. Так, при увеличении угла наклона от 5 до 9° протяженность выработки в пределах этажа уменьшается на одну треть.

Однако увеличение угла наклона выработок отрицательно сказывается на эксплуатационных расходах, особенно в тех случаях, когда транспортирование руды осуществляется на подъем. Увеличение подъема на 30 % требует повышения (~ на 15 %) мощности двигателя и соответствующего увеличения расхода топлива. Растут масса и стоимость машины, увеличиваются расходы на вентиляцию. При увеличении нагрузки на 10—15 % срок службы машины сокращается на 20—25 %.

Таким образом, наряду с конструктивными возможностями машина угол подъема транспортных выработок ограничен эксплуатационными расходами.

Рекомендуемые значения продольных нормального  $\beta_1$  и максимального  $\beta_2$  уклонов выработок на коротких участках приведены ниже [29].

Уклон, градус . . . . .	$\beta_1$	$\beta_2$
Основные вскрывающие автотранспортные наклонные съезды три движения:		
грузовым и двусторонним . . . . .	6	8
порожневым . . . . .	8	10
Вспомогательные уклоны:		
для перевозки людей, оборудования и материалов . . . . .	8	10
для передвижения машин . . . . .	10	12

Примечание. На затяжных уклонах через каждые 500 м необходимо устраивать разгрузочные площадки длиной не менее 40 м с уклоном не более 7°, на разгрузочных продольный уклон при радиусе кривой 4 м уменьшается на 0,01, при радиусе кривой 20 м — на 0,04.

Спрямление выработок выполняется обычно с небольшим их расширением в месте примыкания под прямым углом или под углом не менее 50—55°.

При выходе на поверхность штолен, наклонных съездов возникает необходимость устройства шиловых вентиляционных дверей. Конструкции такой двери, автоматически открываемой и закрываемой водителем, показана на рис. 4.5.

#### 4.1.3. Разгрузочные камеры

При разгрузке автосамосвалов с опрокидным кузовом в вертикальный рудоспуск возникает опасность сползания автосамосвала в приемную горловину, так как ограничивающий брус высотой  $\leq 250$  мм не является надежным упором при диаметре колес 1640 мм, а увеличение высоты бруса невозможно, так как он будет мешать опусканию нижней кромки кузова. На рис. 4.6 показана разгрузочная камера закрытого типа, обеспечивающая полную безопасность при разгрузке автосамосвала\*.

Горловина рудоспуска перекрывается наклонным шиберным затвором, открывающимся пневмоцилиндром при включении водителем. Положение машины при разгрузке строго определено и контролируется световыми сигналами, так же как и положение шиберного затвора. При отсутствии в сети сжатого воздуха шибер закрывается под действием собственного веса.

#### 4.2. ОРГАНИЗАЦИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И РЕМОНТА МАШИНЫ

Один из главных факторов эффективного использования самоходного оборудования в подземных условиях — правильная организация технического обслуживания и ремонта машин.

\* Авторы конструкции инж. А. Г. Дакерт, Д. А. Субботин.

Создание того или иного вида ремонтной службы зависит от схемы вскрытия и размера шахтного поля, технологии горных работ, способов спуска и транспортирования оборудования по горным выработкам, наличия ремонтной базы на поверхности и других факторов.

Объем ремонтных работ в подземных условиях в значительной степени определяется способом транспортирования машин

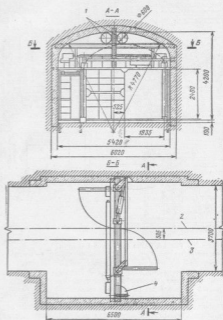


Рис. 4.5. Схема установки вентиляционной двери в выработке, предназначенной для автотранспорта:

1 — вентиляционные трубы; 2 и 3 — соответствующие ось дверей и камер; 4 — дверь для спуска

с поверхности к очистным забоям. При наличии вспомогательных уклонов, когда машины могут выезжать на поверхность своим ходом, ремонт целесообразно выполнять на поверхности в специализированных мастерских. В этом случае можно отказаться от строительства подземных ремонтных пунктов, гаражей, складов горюче-смазочных материалов (ГСМ).

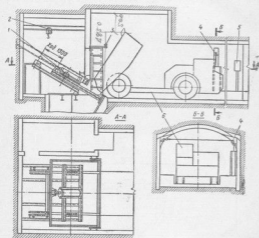


Рис. 4.6. Схема разгрузочной камеры:

1 — шаберный затвор; 2 — талы; 3 — установка гидроподъемника; 4 — включатель световых сигналов; 5 — сигнальный шты; 6 — автокрановый

При отсутствии наклонного съезда с выходом на поверхность и наличии большого масштаба работ возникает необходимость в сооружении специальных ремонтных выработок под землей.

На рудниках Джезказгана впервые в практике отечественных горнорудных предприятий создан единый технологически связанный комплекс специальных выработок для технологического обслуживания и текущего ремонта основного и вспомогательного самоходного горного оборудования (см. рис. 4.1).

Комплекс специальных подземных сооружений включает в себя камеры стоянок самоходного оборудования, мойки машины,

очистки воды, сварочных работ, регулировки дизелей, шинномонтажного участка, перфораторной и инструментальной мастерских и ремонтного пункта. Эти сооружения оборудованы подземными электрокранами, ремонтными канавками, станками, прессами, маслораздаточным оборудованием и механизированным пневматическим инструментом.

Предусмотрена принудительная вентиляция камерных выработок комплекса. Свежий воздух омывает все камерные выработки и выдвигается через вентиляционный восстающий в наклонную выработку.

Для технического обслуживания и текущего ремонта малоподвижного самоходного оборудования (подземные экскаваторы, погрузочные машины и т. д.) непосредственно на местах их работы используется набор передвижных ремонтных средств, состоящих из смонтированных на пневмоколесном ходу мастерской со слесарным и станочным оборудованием, крана грузоподъемностью 5 т, маслозаправщика, платформ со сварочным оборудованием и монтажными приспособлениями.

Комплекс сооружений в сочетании с набором передвижных ремонтных средств обеспечивает выполнение в подземных условиях всех видов работ по техническому обслуживанию самоходного оборудования, различных слесарных, сварочных, монтажно-сборочных и электроремонтных работ в соответствии с техническими требованиями по эксплуатации машин.

Впервые в практике предусмотрено использование загрязненной воды с предварительной очисткой ее от горюче-смазочных материалов и взвеси в подземных условиях, для чего в гараже применена схема флотационной очистки и создана компактная автоматизированная установка с высокоэффективной очисткой воды. Это позволило избежать устройства специальных подземных насосных установок для выдачи сточных вод, загрязненных маслами и жидким топливом.

Заправка машин горючим производится из топливораздаточной колонки в специальном пункте, который совмещается со складом ГСМ (рис. 4.7). Горючее на склад подается с поверхности по топливонепропускной скважине, у которой также предусмотрен склад (см. рис. 1.23).

Параметры типовых складов ГСМ, совмещенных с заправочными пунктами

Общая вместимость заправочных пунктов, м <sup>3</sup> . . . . .	3	6	10
Площадь камеры, м <sup>2</sup> . . . . .	172	199	295
Объем камеры, м <sup>3</sup> . . . . .	551	646	928
Число емкостей:			
для топлива . . . . .	2 (1)*	(1)	(2)
для дизельного масла . . . . .	1 (1)	1 (1)	1 (1)
для индустриального (веретенного) масла . . . . .	—	1 (1)	1 (1)
для индустриального (машинового) масла . . . . .	—	—	1 (1)
для масел и смазок в таре, м <sup>3</sup> . . . . .	0,5	1	1
Пропускная способность, машиномену . . . . .	18	18	36

\* В скобках правеевда вместимость емкостей, м<sup>3</sup>.

Ориентировочное распределение трудоемкости технического обслуживания (ТО) и текущих ремонтов (ТР) самоходных машин по видам работ, выполняемых в подземных условиях, приведено в табл. 4.3.

Вид работ	Трудоемкость работ, чел-ч		Удельный вес работ, %	
	ТО	ТР	ТО	ТР
Масло-бензиновые	9,9	3,8	13	1
Крепильные и контрольно-регулирующие	41,8	163,2	55	42,5
Смазочные	—	—	—	—
Электротехнические и аккумуляторные	5,3	73	7	19
Разборно-сборочные и слесарные	3,8	23	5	6
Ремонт и обслуживание системы питания и топливной аппаратуры	5,2	38,4	7	10
Сварочные	—	21,2	—	5,5
Шинномонтажные	61,1	30,7	8	8

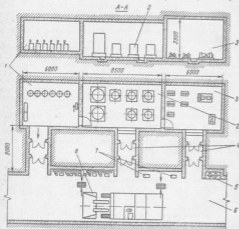


Рис. 4.7. Схема склада ГСМ и топливозаправочного пункта:

1, 2 и 3 — соответственно камеры хранения масла, резервуарного хранения топлива и для установки насосов; 4 — соединительные вводы; 5 — сливное устройство; 6 — заправочный пункт; 7 — радиационные клапаны топлива и масла; 8 — место стоянки заправочных машин

Число постов в ремонтном пункте для комплексов, состоящих из 6, 11, 16 и 31 машины при двух добывчных сменах, приведено ниже.

Комплекс	I	II	III	IV
Число эксплуатируемых машин:				
самодвижных буровых установок	2	3	5	10
погрузочно-разгрузочных	2	3	5	10
вспомогательных	2	5	6	11
Число постов	1	2	3	5

Продолжительность ТО, ТР и КР (капитального ремонта) одной машины приведена в табл. 4.4.

Таблица 4.4

Вид ремонта	Периодичность (параллельно), ч	Продолжительность ремонта, ч	Число ремонтов		Вид ремонта	Периодичность (параллельно), ч	Продолжительность ремонта, ч	Число ремонтов	
			в смену	в году				в смену	в году
МоАЗ-6401					ПД-8, ПНБ-3в				
ТО	470	8	9	4	ТО	470	6	12	—
ТР	940	48	8	4	ТР	1410	72	5	—
КР	8400	160	1	—	КР	8400	180	1	—

Трудоемкость ТО автосамосвала МоАЗ-6401 составляет 29 чел-ч, а ТР — 192 чел-ч.

После одного капитального ремонта машины терпят около 25 % работоспособности, после двух — более 50 %, поэтому его не предусматривают в ремонтном цикле для подземных самоходных машин.

Характеристика ремонтных пунктов в зависимости от числа постов, расположенных в них [8]

Число постов	1	3	5
Число:			
рабочих мест	5	10	15
обслуживаемых машин за год*	30	60	90
Общая трудоемкость ремонтных работ в год*, чел-ч	13 800	27 000	41 400
Численность рабочих	9	18	27
В том числе:			
слесарей	4	10	19
слесарей-мотористов	1	2	2
электрослесарей	1	2	2
газосварщиков	2	2	2
перфораторщиков	1	2	2
Площадь камер**, м <sup>2</sup>	326 410 547 430 541 745 591 770 1083		
Объем камер**, м <sup>3</sup>	2115 2990 5670 2783 4099 7109 3978 5924 11692		

Расход воздуха (при давлении 0,5 МПа), м <sup>3</sup> /мин	46	56	80
Расход воды (перидиетической), м <sup>3</sup> /сут	10	15	25
Установленная мощность электрооборудования, кВт	90	110	170

\* Режим работы 200 дней в году, 2 смены в сутки по 7 часа.  
 \*\* Для Т, П и ПП трансформатора с двусторонней записью соответственно: 1300—1700, 2000—2200 и 2000—2200 мм.

Спецификация основного оборудования ремонтных пунктов

Число постов . . . . .	1	3	5
Станок токарно-винторезный . . . . .	—	1	1
Станок вертикальный сверляльный . . . . .	1	1	1
Станок обдирочно-шпильный . . . . .	1	1	1
Станок дистанционно-сверляльный . . . . .	—	1	1
Пресс гидравлический . . . . .	1	1	1
Пилы прямоходно-свибачные . . . . .	1	1	1
Стенд контрольно-измерительный для генераторов	1	1	1
Стенд:			
для демонтажа шин . . . . .	1	1	1
для разборки и сборки колес . . . . .	1	1	
Кран подвесной однобалочный грузоподъемностью			
5—10 т . . . . .	1	1	2
Таль электрическая . . . . .	1		
Верстак:			
сварный . . . . .	1	2	4
для электромонтажных работ . . . . .	1	1	1
Столаж для деталей . . . . .	2	3	4
Агрегат вентиляционный . . . . .	1	2	3
Насос центробежный . . . . .	1	1	1
Верстак, бак, ящик, тележка, решетка, набор инструментов, домкрат, приборное и прочее оборудование (комплект) . . . . .	1	1	2

4.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ РАБОЧИХ МЕСТ ДИЗЕЛЬНЫХ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН

В отечественной практике количество воздуха для проветривания забоев, где работают погрузочно-транспортные машины с дизельным приводом, определяется по отношению фактически выделяемых двигателем вредных компонентов к их предельно допустимым концентрациям, регламентируемым Правилами безопасности. В соответствии с Инструкцией по безопасному применению самоходного (серельсового) оборудования в подземных рудниках минимальная норма подачи свежего воздуха составляет 6,8 м<sup>3</sup>/мин на 1 кВт мощности двигателя.

В расчете потребного расхода воздуха за этой нормой не учитываются режим работы машины и фактически выделяемый объем выхлопных газов, а также содержание токсичных компонентов, зависящих от технического состояния двигателя. В настоящее время не существует единообразия требований по применению дизельных машин в подземных условиях, в частности как к предельно допустимым концентрациям вредных компонентов (ПДК) (табл. 4.5), так и к техническому состоянию двигателей, что видно из диаграммы (рис. 4.8), где значения предельных концентраций газов даны после прохождения ими газоочистительных устройств.

Определение расхода воздуха с учетом фактической мощности двигателя и соответствующего расхода топлива затрудняется в связи с изменением режима работы машины.

При погрузке руды развиваемая двигателем мощность близка к установившейся, однако при транспортировании горной массы она уменьшается и меняется в зависимости от состояния покрытия проезжей части и уклона выработки.

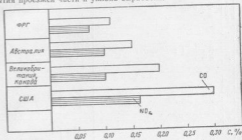


Рис. 4.8. Диаграмма предельно допустимых концентраций окисла углерода и окисла азота в выхлопных газах дизельных двигателей, работающих ситию с эксплуатацией, принятых в разных странах

Поэтому наиболее представительна для расчета объема газо-выделения и потребного расхода воздуха усредненная мощность за цикл и час работы машины  $N_{усл}$ , которая определяется как среднеарифметическая сумма мощностей  $N_i$  развиваемых двигателем на каждом из участков трассы за время  $t'$  прохождения их машиной:

$$N_{усл} = \frac{N_1 t'_1 + N_2 t'_2 + \dots + N_n t'_n}{t'_1 + t'_2 + \dots + t'_n} \quad (4.5)$$

В качестве примера рассмотрим изменение фактической мощности и значение усредненной мощности для ковшовой погрузочно-транспортной машины с массой машины и груза 30 т и установившей мощностью двигателя 147 кВт для трассы, характеристика которой приведена в табл. 4.6.

Мощность двигателя при движении машины на первом участке трассы составит:  $N_1 = 147$  кВт (режим погрузки).

Подставив в формулы (3.13) и (3.14) числовые значения, определим мощность двигателя машины при перемещении ее на остальных участках трассы:

$$N_2 = \frac{9,81 \cdot 30 (40 - 140) 1,1}{1000 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,97} \approx -40 \text{ кВт,}$$

Приведено допустимых концентраций, % по объему

Газ	СССР	США	Канада	ФРГ		Швейцария	Финляндия	Япония
				Классы	Фиг			
Оксид углерода CO	0,0015	0,01	0,002	0,0098	0,0005	0,006	0,005	0,01
Оксид азота NO	0,00025*	0,00125	0,0005	0,00065	0,005	0,003	0,005	0,01
Оксид азота NO <sub>2</sub>	0,00003	0,00003	—	—	—	0,0005	—	0,0005
Ацетилен C <sub>2</sub> H <sub>2</sub>	0,00004	0,00003	—	—	—	—	—	—
Формальдегид CH <sub>2</sub> O	0,00003	0,00003	—	—	—	—	—	—
Сероводород газ H <sub>2</sub> S	0,0005	0,0005	—	—	—	—	—	—
Углекислый газ CO <sub>2</sub>	0,5**	0,5	0,5	0,5	0,5	—	—	—

\* В пересчете на NO<sub>2</sub>, эквив. 0,001 %.

\*\* В углекислом эквиваленте.

Таблица 4.6

Место установки	Вид работы	Покрываемая площадь	Удельное сопротивление, Ом/кв. м, Н/мм <sup>2</sup>	Расстояние, м	Удельная нагрузка, %		Расчетная нагрузка, %	Эквив. нагрузка, %
					г/кв. м	кВт		
1	Полука	Без покрытия	До 150	20	0	0-1,1	1	1
2	Транспортировка	Щебеночное	40	100	8	1,1	1,5	1,5
3	Дорожные работы	Бетонное	25	200	0	3,3	1	1
4	на дорогах	То же	25	300	6	2,2	2,25	2,25

$$N_3 = \frac{9,81 \cdot 30 (25 + 0) 3,3}{1000 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,97} \approx 30 \text{ кВт}; N_4 = \frac{9,81 \cdot 30 (25 + 105) 2,2}{1000 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,97} \approx 102 \text{ кВт},$$

тогда по формуле (4.5) определим усредненную мощность

$$N_{\text{усредн}} = \frac{147 \cdot 1 + 40 \cdot 1,5 + 30 \cdot 1 + 102 \cdot 2,25}{1 + 1,5 + 1 + 2,25} \approx 80 \text{ кВт}.$$

Полученный результат увеличиваем на 5—10 % из-за неравномерности нагрузки  $N_{\text{усредн}} = 85 + 89 \text{ кВт}$ , т. е. усредненная мощность составляет 56—60 % от установленной мощности.

Аналогично выполняем расчет для обратного хода машины и получаем суммарную усредненную мощность цикла.

Среднечасовую мощность машины определяем по числу циклов ее работы в час, а расход топлива — по технической характеристике двигателя.

Объем выхлопных газов  $q$ , выделяемых четырехтактным дизельным двигателем за секунду, получаем из выражения

$$q = Q_n \lambda (2 \cdot 60 \cdot 1000), \quad (4.6)$$

где  $Q_n$  — рабочий объем цилиндров, л;  $\lambda$  — частота вращения коленчатого вала двигателя, мин<sup>-1</sup>.

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) при известной кратности разбавления  $\gamma$  определяем по формуле

$$v = q \gamma / 60. \quad (4.7)$$

Значения удельного расхода воздуха в зависимости от мощности и расхода горючего для наиболее распространенных двигателей зарубежных фирм приведены в табл. 4.7.

Таблица 4.7

Двигатель	Мощность, кВт	Расход горючего, кг/ч	Расход воздуха	
			м <sup>3</sup> /мин	м <sup>3</sup> /сек на 1 кВт
«Дейо»				
F4L912W	38*	10,4	170	4,5
F6L912W	57	15,9	255	4,5
F6L714	100	29,5	425	4,4
F8L714	132	39,1	560	4,4
F10L714	165	49,0	708	4,4
F12L714	200	60,0	850	4,4
«Катерпиллер»				
3304	60**	21,3	285	4,8
3306	110	31,7	453	4,1
«Кирунга»				
185**	—	—	—	—
150	33,2	—	830***	5,4
250	55,4	—	1385	5,4
350	77,4	—	1935	5,4

\* Установленная мощность двигателя.

\*\* Усредненная мощность за 1 ч работы машин.

\*\*\* На расчете 1050 м<sup>3</sup> за 1 кг сжигаемого топлива.

Удельный расход воздуха, исходя из мощности двигателя и расхода топлива, составляет 4,4—5,4 м<sup>3</sup>/мин на 1 кВт, что ниже установленного инструкцией 6,8 м<sup>3</sup>/мин на 1 кВт, однако он близок к значению, полученному Гипроинкелем и равному 5,15 м<sup>3</sup>/мин на 1 кВт [43].

Расчет необходимого расхода воздуха на основе суммарного значения концентраций окислов азота  $C_{NO_2}$  без учета различий токсичности  $NO_2$  и  $NO$  дает завышенный результат.

Посредством замеров установлено, что концентрация окислов азота определяется следующим соотношением:  $C_{NO} = 0,8C_{NO_2}$ , т. е. наиболее токсичная часть окислов азота  $NO_2$  составляет не более 20 %.

Формула для определения удельного расхода воздуха имеет вид

$$C_{NO_2}/ПДК_{NO_2} + C_{NO}/ПДК_{NO} + C_{CO}/ПДК_{CO} < 1. \quad (4.8)$$

Таким образом, расчеты расхода воздуха, необходимого для проветривания рабочих мест дизельных машин, исходя из удельного расхода воздуха, равного 5,4 м<sup>3</sup>/мин на 1 кВт фактической усредненной часовой мощности машины или из расхода воздуха 1500—2000 м<sup>3</sup> на 1 кг сжигаемого в час топлива, дают приблизительно одинаковые результаты, близкие к нормативным, полученным на основе расчета по предельно допустимым концентрациям выхлопных газов с учетом раздельной оценки токсичности окислов азота.

## 5. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ САМОХОДНОЙ ТЕХНИКИ

### 5.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Механизация — основной путь развития горной технологии, ведущий к повышению производительности труда. Обновление и замена устаревшего оборудования новым осуществляются на рудниках постоянно, и обычно этот процесс происходит без существенных изменений в технологии, а затраты на оборудование окупаются повышением производительности труда и снижением расходов на заработную плату.

Внедрение самоходных машин осуществляется на более высоком уровне механизации работ и сопровождается, как было показано в предыдущих разделах, существенными изменениями во всех звеньях системы, начиная от вскрытия месторождения, компонентов сооружений, проведения выработок, параметров систем разработки и кончая организацией производства.

При этом наблюдается перераспределение трудоемкости от-

дельных добычных процессов и изменяется структура капитальных и эксплуатационных расходов.

Самоходное оборудование является дорогостоящим, сложным в обслуживании и эксплуатации. Для работы на нем необходимыми квалифицированными кадрами.

Решение об использовании самоходного оборудования как при реконструкции действующего предприятия, так и на вновь проектируемом руднике можно принимать только после установления объема применения и уровня механизации (а следовательно, и затрат), приемлемых для данных конкретных условий. Необходимо выяснить, нужно ли затрачивать средства на дорогостоящее и сложное оборудование или можно обойтись более простыми механизмами. Однако в настоящее время не существует единой методики, устанавливающей взаимосвязь между уровнем механизации и ростом производительности труда и позволяющей решать указанные вопросы для различных горно-технических условий.

Причина этого — сложность взаимосвязей и обилие влияющих факторов, обуславливающих неадекватность методов линейного программирования. Применение методов динамического программирования и моделирования с использованием ЭВМ дает возможность более реально оценивать ситуацию при рассмотрении нескольких вариантов проектных решений и плановых показателей. Однако осуществление моделирования подземных операций затрудняется вследствие множества ограничений, накладываемых на систему, и для выявления устойчивых связей между переменными необходимо некоторое упрощение и выявление главных, обобщающих параметров.

В качестве таковых могут быть приняты [34] размеры фронта очистной выемки (на отбойке и выпуске руды), интенсивность его подвигания, качество буровзрывных работ, расстояние транспортирования руды, параметры выработок, типоразмеры машин и другие параметры.

На рис. 5.1. показаны результаты моделирования и оптимизации затрат на очистную выемку при системе подэтажных штреков. В качестве основных параметров приняты выход руды с 1 м скважины различного диаметра и типоразмер погрузочно-транспортных машин [48]. Несмотря на ограниченность системы, в ней отчетливо просматривается тенденция к снижению затрат на очистную выемку при увеличении выхода горной массы с 1 м скважины, что свидетельствует о целесообразности уменьшения объема буровых работ, занимающих в общих трудовых затратах значительный удельный вес (>30 %).

Характерно и то, что с увеличением типоразмера машин затраты на очистную выемку снижаются за счет как увеличения производительности и уменьшения трудоемкости при выпуске и доставке руды, так и снижения требования к качеству дробления горной массы при ковше большей вместимости, что видно из графиков на рис. 5.1, 6.

Возможный уровень механизации определяется прежде всего горно-техническими условиями, но и затраты на оборудование, наличие рабочих кадров и другие факторы имеют немаловажное значение. Однако и в идентичных условиях уровень механизации

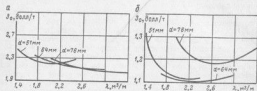


Рис. 5.1. Графики зависимости затрат на очистную выемку  $Z_0$  при работе двух ПТМ с ковшем вместимостью соответственно 5 м<sup>3</sup> (а) и 8 м<sup>3</sup> (б) от выхода горной массы с 1 м скважины  $\lambda$  при различных диаметрах скважины  $\alpha$  в системе разработки подэтажными штреками

может быть различным. Иллюстрацией этому является пример разных подходов к уровню механизации в двух шведских рудниках «А» и «Б», разрабатывающих крутые рудные тела системами с закладкой выработанного пространства в одна и тот же период времени [9], основные показатели которых приведены ниже.

Рудник . . . . .	«А»	«Б»
Горно-технические условия:		
площадь рудного тела, м <sup>2</sup> . . . . .	7500	10000
колебания мощности залежи, м . . . . .	10—351—20	—
средняя мощность залежи, м . . . . .	30	6
длина по простиранию, м . . . . .	375	1500
число:		
очистных забоев . . . . .	1	5
наклонных съездов . . . . .	1	5
средняя длина доставки, м . . . . .	175	40
Комплекс оборудования:		
электрогидравлическая буровая установка с 2 стрелами . . . . .	1	—
пневматическая буровая установка с 2 стрелами	—	5
двухваловые ПТМ с ковшем вместимостью, м <sup>3</sup> :		
5 . . . . .	2	—
3,8 . . . . .	—	3
2 и 1,7 . . . . .	—	2
Машина для зарядки скважин . . . . .	1	5
Буровая установка для бурения скважин под крепь . . . . .	1	—
Машина для обрешки кровли . . . . .	1	—
Стоимость оборудования, млн. шведских крон . . . . .	3,4	5,3
В том числе:		
на 1 т добытой руды . . . . .	10	18
на 1 м <sup>3</sup> рудной породы . . . . .	450	525
Годовая производительность рудника, тыс. т . . . . .	300	300
Трудоемкость при добыче 1000 т руды, чел·ч . . . . .	60	150
Годовое потребление выемки, м . . . . .	45	30

На руднике «А» механизация с применением гидравлических буровых установок и мощных ПТМ достигла более высокого уровня.

На руднике «Б» используют большее число дешевых машин, однако при этом общие затраты на оборудование выше. В определенной мере на это повлияла меньшая мощность залежи, но главным фактором, определившим высокие показатели рудника «А» (производительность труда в 2,5 раза выше), является более высокий уровень механизации и концентрации работ.

Таким образом, для достижения наилучших результатов необходимо стремиться к высокому уровню механизации, характеризующемуся большой концентрацией работ и высокой производительностью.

## 5.2. РАСЧЕТ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ САМОХОДНЫХ МАШИН

Годовой экономический эффект от внедрения новой техники Э, в том числе и самоходных машин, определяем по формуле

$$\mathcal{E} = (Z_0 + EK_0) - (Z_n + EK_n) A, \quad (5.1)$$

где  $Z_0$  и  $Z_n$  — соответственно затраты на выполнение работ при применении старой и новой техники, руб.;  $E$  — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;  $K_0$  и  $K_n$  — соответственно удельное капиталовложение на старое и новое оборудование, руб.;  $A$  — годовой объем работы, т [23].

Наряду с расчетом эффективности работ в целом по руднику или участку возникает необходимость в оценке эффективности работы отдельных машин, например буровых установок, погружно-доставочных машин или автосамосвалов.

Определение эксплуатационных расходов и затрат на отдельные операции — необходимая база для оценки системы разработки, так как они характеризуют абсолютную и относительную трудоемкость работ и эффективность средств механизации.

Для этого на предприятиях необходимо иметь систему учета расхода энергии, материалов не только в целом по руднику или участку, но и по отдельным процессам: бурению и отбойке руды, погрузке и доставке ее к рудоспускам. Работы по креплению очистного пространства выделяются при камерно-столбовой и столбовых системах. Общешахтный транспорт и подъем, а также вспомогательные работы, как правило, не оказывают влияния на выбор параметров систем разработки, поэтому они могут быть учтены отдельно.

Эксплуатационные расходы складываются из отчислений на реновацию, капитальный и текущий ремонты, техобслуживание, а также из расходов на заработную плату водителя и оператора, затрат на материалы и энергию. Они могут быть рассчитаны на 1 ч работы машины или полную смену или на 1 т добытой горной массы.



Методы расчета могут отличаться в зависимости от экономической структуры предприятия. Например, за рубежом фирмы при расчете амортизационных отчислений вводят коэффициент  $\xi$  (средние ежегодные вложения — распределение поставочной цены), учитывающий фактор времени, значения которого приведены ниже.

Годы . . . . .	1	2	3	4	5	6	7
$\xi$ . . . . .	1	0,75	0,67	0,63	0,6	0,58	0,57

Кроме того, учитывается размер платежей на оплату процентов по кредиту, страхованию и налогам на вложенный капитал. Стоимость кредита на закупку машины может составлять от 8 до 12% и выше, при собственных затратах предприятия этот процент может быть снижен до 4—8%. Страховые платежи составляют от 3 до 5% стоимости машины.

В нашей стране существуют единые государственные цены на машины и оборудование, а амортизационные отчисления определяются по нормам [25], приведенным в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Оборудование	Норма амортизационных отчислений, %			Расчетный срок службы, лет
	всего	на полное восстановление	на капитальный ремонт*	
Буровые станки и установки	30	20	10	5
Буровые самоходные установки	40,1	24,8	15,3	4,03
Погрузочно-транспортные машины	40,1	24,8	15,3	4,03
Поиски для осмотра и крепления кровли, вспомогательные машины	34	19,8	14,2	5,05

\* Затраты на текущий ремонт принимаются в размере 50% от общей нормы амортизационных отчислений.

При расчете годового экономического эффекта фактор времени учитывается, если капитальные вложения осуществляются в течение ряда лет, а результаты производства вследствие применения самоходных машин меняются по годам эксплуатации. При этом для приведения затрат к расчетному году используют коэффициент приведения  $\alpha$ , определяемый по формуле [23]:

$$\alpha_t = (1 + E_n)^t, \quad (5.2)$$

где  $E_n = 0,1$  — нормативный коэффициент приведения;  $t$  — число лет, отделяющих затраты и результаты данного года от начала расчетного года. Результаты, полученные до начала расчетного года, умножаются на коэффициент  $\alpha$ , а после — делятся на него.

В качестве примера приведем расчет затрат на погрузку и транспортирование руды дизельной ПТМ типа СТ-5Е с использованием зарубежных данных. Цена машины равна 115 000 тыс. руб., транспортные расходы 6000 тыс. руб., полная стоимость 192

121 000 тыс. руб., цена покрышек 47 000 тыс. руб. Сроки службы машины в зависимости от условий работы приведены ниже.

Условия работы . . . . .	Легкие	Средние	Тяжелые
Длительность эксплуатации, ч ковшой ПТМ . . . . .	30 000	15 000	10 000
автосамвала . . . . .	30 000	25 000	20 000

Принимаем для расчетов 18 000 ч. Число часов работы в год:  $14 \times 235 = 3290$  ч (две смены по 7 ч, 5 дней в неделю, 235 рабочих дней в году).

Срок амортизации машины:  $18 000 / 3290 = 6$  лет.

Определяем затраты на приобретение машины, отнесенные ко времени работы:  $121 000 \cdot 0,58 - 0,12 \cdot 3290 = 2,56$  руб/ч, где 0,58 — коэффициент, учитывающий фактор времени; 0,12 — процент на капитал, а затем амортизационные отчисления  $115 000 / 18 000 = 6,4$  руб/ч, где 115 000 — цена машины без стоимости покрышек.

Таким образом, затраты на приобретение и реновацию машины, отнесенные к 1 ч эксплуатации, составляют  $2,56 + 6,4 = 8,96$  руб/ч.

Эксплуатационные расходы. Затраты на горючее определяются по удельному расходу и ценам на него. Удельный расход изменяется в зависимости от условий работы (рис. 5.2). При мощности двигателя 110 кВт расход горючего равен около 30 л/ч. Для расчета цену горючего принимаем 0,1 руб/л, тогда затраты на горючее будут следующие:  $30 \cdot 0,1 = 3$  руб/ч.

Затраты на обслуживание машины (смазочные материалы, фильтры, зарплата обслуживающего персонала) принимаются в размере 25% от затрат на горючее, т. е.  $3 \cdot 0,25 = 0,75$  руб/ч.

Затраты на ремонт могут быть приняты на основе имеющегося опыта или исходя из полной стоимости машины и срока ее службы. Обычно они составляют 60—75% от стоимости машины:

$$121 000 \cdot 0,6 / 18 000 = 4,03 \text{ руб/ч.}$$

Стоимость покрышки и камеры определяется по цене и срокам службы резины, которые в зависимости от условий эксплуатации приведены ниже.

Условия работы . . . . .	Легкие	Средние	Тяжелые
Срок службы покрышки, ч ковшой ПТМ . . . . .	1300	800	400
автосамвала . . . . .	4000	3500	3000
Число реставраций . . . . .	6	4	2
Коэффициент для расчета стоимости . . . . .	1,1	1	0,9

Стоимость покрышек определяем по формуле

$$C_{п.р} = (C_{п.н} + C_{р.н} n_p) / (t_{п.н} + t_{р.н} K n_p), \quad (5.3)$$

где  $C_{п.н}$  и  $C_{р.н}$  — соответственно цены новой и реставрированной покрышки ( $C_{р.н} = 0,75 C_{п.н}$ );  $n_p$  — число реставраций;  $t_{п.н}$ ,  $t_{р.н}$  —

соответственно сроки службы новой и реставрированной покрышки;  $K$  — коэффициент для расчета стоимости.

Подставляя в формулу (5.3) числовые значения, получим стоимость покрышек

$$C_p = (4700 + 3525 \cdot 4) / (1300 + 1300 \cdot 1,1 \cdot 4) = 2,68 \text{ руб./ч.}$$

Затраты на ремонт резины принимаются в размере 15% от стоимости покрышек:  $2,32 \cdot 0,15 = 0,35$  руб./ч.

Часовую зарплату машиниста с учетом доплаты по действующим тарифам принимаем 7,5 руб./ч.

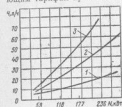


Рис. 5.2. График зависимости расчетного часового расхода топлива  $\chi$  от установленной мощности  $N$  двигателя типа «Дейв» при легких (1), средних (2) и тяжелых (3) условиях работы

Общая сумма эксплуатационных расходов составит  $3 + 0,75 + 4,03 + 2,68 + 0,35 + 7,5 = 18,3$  руб./ч.

Суммарная стоимость одного часа работы ПТМ, включая расходы на приобретение и эксплуатацию:

$$8,96 + 18,3 = 27,3 \text{ руб./ч.}$$

При часовой производительности ПТМ, равной 100 т, затраты на погрузку и транспортирование руды равны 0,28 руб./т.

Аналогично расчет выполняют для бурльных установок, принимая во внимание расход энергии буровых штанг и коронок с учетом их стоимости в конкретных условиях.

Пользуясь этой методикой, можно определить затраты на все процессы очистной выемки и установить как относительную трудоемкость процессов, так и общие затраты на добычу руды.

При отработке месторождений цветных металлов установление предельно допустимых затрат, при которых обеспечивается рентабельная разработка, имеет важное значение. Затруднения при их определении возникают не только из-за колебания цен на металлы и стоимости оборудования, но и из-за разнообразия горно-технических условий, колебаний содержания металлов в руде и показателей извлечения при добыче и переработке.

Абсолютную величину предельно допустимых затрат (руб./т) определяем по формуле

$$Z_2 + Z_3 < Z_{r, \alpha} E_2 E_3 \quad (5.4)$$

где  $Z_2$  и  $Z_3$  — соответственно затраты на добычу и обогащение, руб./т;  $Z_{r, \alpha} = C - Z_r / 100$  — стоимость тонно-процента металла, руб./т (%), подсчитанная по оптовой цене  $C$  за вычетом затрат на металлургический передел;  $Z_r$ ;  $\alpha$  — содержание металла в руде (для полиметаллических руд принимают условный металл, приведенные к которому осуществляется по извлекаемой ценности находящиеся в руде полезные компоненты), %;  $E_2 = (1 - r) -$

коэффициент качественного извлечения руд при добыче, доли единицы;  $r$  — разубоживание руды, доли единицы;  $E_3$  — общий коэффициент извлечения при обогащении и металлургическом переделе, доли единицы, определяемый по формуле

$$E_3 = \frac{\sum E_i}{1} E_2 E_{\alpha} \quad (5.5)$$

где  $\sum E_i$  — сумма извлечений металла в различные концентраты;  $E_2$  и  $E_{\alpha}$  — соответственно извлечение металла в концентраты при обогащении и из концентратов при металлургическом переделе, доли единицы.

Правая часть формулы (5.4) характеризует извлекаемую ценность руды, из которой для сохранения равенства исключим затраты на металлургический передел.

Содержание металла  $\alpha$  и коэффициент извлечения  $E_3$  связаны взаимосвязью, аналитическое выражение которой получено на основе фактических данных и рассчитано на ЭВМ Минск-32 для свинцово-цинковых и медно-цинковых руд:

$$E_3 = A/\alpha^2 + B/\alpha + C, \quad (5.6)$$

где  $A$ ,  $B$  и  $C$  — постоянные коэффициенты, определенные для каждого типа руд.

Затраты на металлургический передел при сохранении качества концентратов, а следовательно, и стоимость тонно-процента металла в определенном интервале содержаний принимаются постоянными величинами.

Коэффициент качественного извлечения руды при добыче  $E_2$  также является постоянной величиной для определенных условий и данной системы разработки, однако при сравнении систем разработки, характеризующихся различным разубоживанием руды,  $E_2$  можно рассматривать как переменную величину.

Затраты на обогащение выведены в левую часть формулы (5.4), так как они рассчитываются на 1 т исходной руды и могут рассматриваться как постоянная величина. К ним присоединяются затраты на транспортирование руды, концентратов, цеховые и прочие расходы.

При сравнении систем разработки с различными величинами потерь и затратами на добычу, например в вариантах с складкой и использованием самоходного оборудования, возникает необходимость установить допустимый уровень затрат на оборудование и складку, компенсируемый дополнительно извлекаемой ценностью металла:

$$\Delta(Z_2 + Z_3) < (Z_{\alpha} E_2 E_3) \Delta P, \quad (5.7)$$

где  $\Delta P$  — разность потерь сравниваемых систем разработки, доли единицы.

При этом возможны случаи, когда применение систем с большими потерями оказывается более выгодным.

Например, при камерно-столбовой системе разработки в условиях Джезказганского месторождения на большинстве участков, где залегают рудовые по содержанию металла руды, использование систем с закладной выработанным пространством технически сложно и экономически не оправдано.

Очевидно, что применение системы с большими потерями допустимо в том случае, если возможна компенсация теремой руды, а ее ценность будет восстановлена с меньшими затратами по сравнению с получаемой прибылью, т. е.  $P_1 \geq 3$ , где  $P_1$  — общая прибыль, полученная за счет более низких затрат на добычу руды;  $3$  — затраты, связанные с восстановлением потерянной ценности руды (руб.) и включающие в себя затраты на геологоразведочные работы  $D_p$ , устанавливаемые на основе фактических данных с учетом перспектив прироста запасов того или иного металла, а также затраты на строительство нового предприятия  $K_c$ , определяемые на основе фактических и планируемых удельных капиталовложений в отрасли на производство 1 т металла:

$$3 = (D_p + K_c) B_p, \quad (5.8)$$

где  $B_p$  — количество потерянного металла, т.

При определении прибыли  $P_1$  необходимо различать два случая. При  $T_2 \leq t_c$  (где  $T_2$  — время отработки запасов;  $t_c$  — время (10–15 лет), необходимое на поиск, разведку, проектирование и строительство нового предприятия, на котором может быть компенсирована потерянная ценность) прибыль от применения более производительной системы с большими потерями полностью или частично может быть направлена на восстановление потерянной ценности. Величину этой прибыли (руб.) определяем по формуле

$$P_1 = A_r \Delta p T_2, \quad (5.9)$$

где  $A_r$  — годовой объем добычи руды, т;  $\Delta p$  — дополнительная прибыль, определяемая в данном случае как разность затрат на добычу руды в сравниваемых вариантах, руб/т.

При  $T_2 > t_c$  предприятие в период  $T_2 - t_c$  получает чистую прибыль. В этом случае при определении прибыли необходимо учитывать фактор времени

$$P_1 = A_r \Delta p t_c + \sum_{n=1}^{n=T_2-t_c} A_r \Delta p (1+E)^{T_2-(t_c+n)}, \quad (5.10)$$

где  $E$  — нормативный коэффициент для приведения разновременных затрат.

Правое слагаемое в формуле (5.10) характеризует приведенную прибыль за период  $T_2 - t_c$  к началу времени  $t_c$ .

Схема приведения разновременных затрат и прибыли изображена на рис. 5.3.

Пользуясь приведенными ранее аналитическими зависимостями, можно сделать обоснованный выбор системы разработки с учетом качественных показателей извлечения руды и металлов, а также установить целесообразные затраты на оборудование и закладку в различных горно-технических условиях.

### 5.3. ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ПОКАЗАТЕЛИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ САМОХОДНЫХ МАШИН НА НЕКОТОРЫХ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ РУДИНКАХ

В результате внедрения новой технологии с применением самоходного оборудования на рудниках цветных металлов возрастает объем добычи руды, несмотря на усложняющиеся горно-геологические условия.

Самоходные машины ранее применяли преимущественно при камерно-столбовой системе разработки, однако в настоящее время их используют и при системах с закладной выработанным пространством, удельный вес которых непрерывно возрастает, что способствует снижению потерь руды и улучшению качественных показателей при добыче и переработке.

Наиболее значительные достижения использования самоходных машин — повышение производительности труда забойных рабочих в 2–2,5 раза (табл. 5.2), освобождение их от тяжелых физических усилий, отсутствие вибрации и травматизма.

Как видно из табл. 5.2, высокие результаты получены и при проведении горных выработок, где производительность труда проходки увеличилась от 66,5 до 105 м при использовании самоходных машин. Таким образом, наращивание темпов проведения горных выработок и ускорение подготовки очистных блоков являются еще одним положительным результатом применения самоходного оборудования на подземных рудниках.

Оценивая технологию горных работ с применением самоходного оборудования следует отметить, что она не исчерпала всех возможностей и будет развиваться на базе использования новых более совершенных конструкций машин, а также прогрессивных технических решений по вскрытию, компоновке сооружений и системам разработки, частично освоенных в настоящей книге.

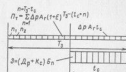


Рис. 5.3. Схема приведения разновременных затрат и прибыли

Предприятие	Горно-геологические условия		Объем горно-вскрышных работ на 1000 м <sup>3</sup> руды, м <sup>3</sup>	Средняя производительность, т/сут	Средняя производительность, т/сут при constant-работе, м <sup>3</sup> /сут	по состоянию делов, шт/сут
	Форма залежи, паралах X, % высоты блока, м	f, %				
Донецкий ГМК Азовский ГМК СУБР	Полосы, 20 x (3—10)	12—16	2,6	30—24	48—55	8—9
	Наклонная (15—35°), 8 x (2,5—14)	10—14	2,8—3,2	20—25	70—80	14—15
	Наклонная (16—45°), 120 x (3,5—8)	3—10	2,75	41—46	30—23	8—9
Норильский ГМК	Система разработки со сплошной стеной выемки руды и окислов					
	Полосы (0—20°), (6—8) x X (3—4)	8—10	4,5	45—60	34—50	3
Габский рудник Бадлерский рудник Тамасский рудник	Вместо-мерные системы с окислов					
	Круглая (60—90°), 15 x 60	8—16	3,6—3,9	30—34	60—90	7—8
	Круглозвонная (60—12—18), 60°, 17—20 x 40	12—18	2,8	30—40	84	7
Алтин-Тонкинский руд- Саларский рудник	Система разработки с лодочными обрушениями					
	Круглая (80—90°), 8 x 60	7—14	3	40—50	40—70	8
Солончак ГОК Северный рудник	Система разработки выемочными шпурками					
	Круглая (60—90°), (3—10) x 60	10—18	3	35—45	26—35	4—7
	Круглозвонная, (30—60°), 9—10	8—10	3,2	—	20—32	5
Донецкий ГМК СУБР Белозустовский рудник Веденый рудник	Блочная система с окислов					
	Полосы	12—16	2,5	—	37	8
	Круглая (60—90°), (3—8) x 60	10—12	3—4,5	50	22 54	8 3
Термозустовский ВМК Нилтовский рудник	Система разработки с окислами крупнозвонными обрушениями					
	Круглая, 65 x 75	16—18	3	24	80—150*	5—6
	Круглая (60—80°), 30—60	10—12	2,5	30—40	100*	0—7

\* При выемке в лотках руды.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Алексеев Ф. К., Сивалов В. А., Павлова Ю. Н. Некоторые тенденции совершенствования техники и технологии погрузки и транспортирования руды на подземных рудниках.—Горный журнал, 1981, № 9, с. 53—57.
2. Анализ вариантов механизации бурных работ при различных схемах очистной выемки на руднике Октябрьский Норильского ГМК / А. А. Болесач, А. С. Пахомов, А. А. Смирнов и др.—Тр. Гипроцветмет, 1980, с. 45—53.
3. Брошчиков Д. М., Завеско Н. Ф., Бодобан Г. Н. Разработка руд на больших глубинах, М., Недра, 1982.
4. Байкоширов О. А., Филанович А. Т., Калашин С. Г. Комплексная механизация подземной разработки руд, М., Недра, 1981.
5. Волосов Ю. В., Брызгаловский И. В., Печин В. Ф. Применение этажерочной системы разработки с твердотельной завалкой на Гайском руднике.—Цветная металлургия, 1979, № 8, с. 18—19.
6. Выборные системы разработки горизонтальными слоями с завалкой и использованием самоходного оборудования на Золдском руднике / А. А. Степук, Т. В. Пейкель, А. Х. Алабекин и др.—Горный журнал, 1982, № 10, с. 28—30.
7. Вороник А. С. Методы определения параметров вскрытия рудных месторождений.—В кн.: Выбор основных параметров подземной разработки рудных месторождений, М., ИПКОН АН СССР, 1981, с. 36—58.
8. Гиреев Л. М. Типовые подземные пункты обслуживания самоходного оборудования.—Горный журнал, 1979, № 3, с. 42—43.
9. Гунгар А. Взаимосвязи между механизацией, объемом добычи, производительностью при ведении подземных горных работ.—В кн.: Материалы горного конгресса, Белград, 1982, с. 319—327.
10. Грещак Е. Г. К методике выбора комплексов самоходного оборудования при разработке рудных месторождений.—В кн.: Выбор основных параметров подземной разработки рудных месторождений, М., ИПКОН АН СССР, 1981, с. 93—101.
11. Дробот Е. П. Подземная разработка бокситовых месторождений, М., Недра, 1983.
12. Дьяченко И. П., Дроздов М. С., Беляшов В. Н. Изменение трудовых затрат на добычу руды с применением самоходного оборудования.—Горный журнал, 1978, № 7, с. 26—28.
13. Дьяченко М. А. Совершенствование технологии доставки руды ковшевыми погрузочно-доставочными машинами при донном выпуске, Автореф. канд. дис. М., МГИ, 1980.
14. Ерофеев Н. Е. Повышение эффективности бурозрывных работ на рудниках, М., Недра, 1977.
15. Зурбашиев И. И., Макадзе Л. Б. Оптимизация вскрытия и подготовки пологих рудных месторождений, М., Недра, 1983.
16. Ивнянгов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений, М., Недра, 1984.
17. Исаков К. И., Цыганов А. М. Бурение шпуров и скважин самоходными шахтными установками, М., Недра, 1983.
18. Ковшовые погрузочно-транспортные машины / П. А. Королюков, Г. С. Кордюков, Ю. Н. Павлов и др., М., Недра, 1980.
19. Калышский Я. Б. Безопасная эксплуатация подземного самоходного оборудования, М., Недра, 1982.
20. Калышев Д. Р. К разработке научно-методических основ выбора параметров рудников при техническом перевооружении.—В кн.: Выбор параметров подземной разработки рудных месторождений, М., ИПКОН СССР, 1981, с. 111—128.
21. Келдишев Д. Р., Тихомиров А. П., Юлов В. А. Состояние и пути повышения эффективности технического перевооружения подземных рудников цветной металлургии, М., ЦНИИцветмет экономики и информатика, 1981.
22. Караченко Г. С., Завеско В. А., Айбандер И. Н. Исследование систем разработки с завалкой на глубоких рудниках.—В кн.: Выбор параметров подземной разработки рудных месторождений, М., ИПКОН СССР, 1981, с. 72—92.
23. Методика по определению экономической эффективности использования новой техники, изобретений и рационализаторских предложений в цветной металлургии СССР, М., Минцветмет СССР, 1982.
24. Новые технические решения в проектах института Уралгипроруда / М. С. Гайсинский, Е. Г. Красовский, В. Г. Драчев и др.—Горный журнал, 1981, № 6, с. 9—13.
25. Нормы амортизационных отчислений по основным фондам народного хозяйства СССР и положение о порядке планирования, начисления и использования амортизационных отчислений в народном хозяйстве, М., Экономика, 1980.
26. Опыт механизации самоходного оборудования на Раддерском руднике / В. В. Шаркветин, И. П. Черкасов, Л. А. Сидельников и др.—Горный журнал, 1978, № 7, с. 41—43.
27. Об эффективности разработки мощных рудных залежей системой подвального обустройства с торцовым выпуском руды / А. М. Фрейман, В. В. Перфильев, Б. Д. Зырянов и др.—Горный журнал, 1982, № 2, с. 28—29.
28. Опыт эксплуатации бурового инструмента, примененного для самоходного оборудования на горных предприятиях цветной металлургии / А. М. Чувпачин, А. П. Тихомиров, С. Х. Махмутов и др., М., ЦНИИцветмет экономики и информатика, 1984.
29. Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий, М., Мануалтеор, 1981.
30. Полюков Е. Г. Исследование параметров выработки горизонта погрузки при системах с массовым обустройством руды и использовании самоходных ПДМ с ковшем большой емкости, Автореф. канд. дис., Сурдженко, СКГМИ, 1978.
31. Проектирование предпрятий цветной металлургии / Ю. П. Воронков, М. Г. Селюков, В. А. Пушканин и др.—В кн.: К 50-летию Гипроцветмета, М., Металлургия, 1979.
32. Применение самоходного оборудования на Хрустальском комбинате / В. В. Шаркветин, Б. Д. Зырянов, С. П. Галченко и др.—Горный журнал, 1978, № 7, с. 38—41.
33. Разработка рудных месторождений Льюбского медного округа / З. Славенски, Я. Мадасевич, П. Збигнев и др.—В кн.: Материалы горного конгресса, Белград, 1982, с. 323—334.
34. Скворцов Ю. Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд, М., Недра, 1978.
35. Скворцов Ю. Г., Тихомиров А. П. Основные результаты применения самоходных машин в подземных рудниках цветной металлургии.—Цветная металлургия, 1979, № 19, с. 18—20.
36. Старцев Ю. Г. Методика выбора схем подготовки запасов этажа колодез и малых рудных месторождений средней мощности в сложных геологических условиях.—В кн.: Выбор основных параметров подземной разработки рудных месторождений, М., ИПКОН АН СССР, 1981, с. 159—174.
37. Савицкойский О. В. Подземная разработка месторождений руд цветных металлов на больших глубинах за рубежом, М., ЦНИИцветмет экономики и информатика, 1983.
38. Сурин В. М. Исследование параметров и рациональной области применения ковшевых погрузочно-транспортных машин при подземной разработке рудных месторождений, Автореф. канд. дис., Свердловск, СГИ, 1978.
39. Совершенствование технологии добычи руды с применением самоходного оборудования на руднике Молодецкий / Л. А. Артемов, В. Д. Бочаров, А. Л. Высотин и др.—Цветная металлургия, 1979, № 5, с. 18—21.
40. Технология и направления совершенствования систем разработки с применением самоходного оборудования на месторождении Золоторое / Г. Г. Аншин, А. В. Гранин, А. И. Третьяков и др.—Горный журнал, 1983, № 4, с. 22—25.
41. Фабричного С. М., Петухов В. Н. Опыт применения систем разработки

е завалкой на Ленингорском полиметаллическом комбинате.— Цветная металлургия, 1982, № 14, с. 19—22.

42. Филон М. Д., Калдымов Д. Р., Палкин В. И. Интенсивность подземной эксплуатации рудных месторождений. М., Наука, 1980.

43. Школьников Р. И., Свердлов Н. С., Кривоноз Г. И. Обоснование удельной норматива подачи воздуха и горные выработки при работе самоходного оборудования с дизельным приводом.— Тр. Гипрошхела, 1980, с. 130—137.

44. Шрайман Л. И. Машины для бурения шпуров и скважин за рубежом. М., ЦНИИцветметэкономики и информации, 1977.

45. Этажно-камерная система разработки с торцовым выпуском руды/ Ю. В. Волков, И. В. Брызулевский, С. М. Ахмедов и др.— Горный журнал, 1982, № 2, с. 25—28.

46. А. с. 403853 (СССР). Способ разработки мощных рудных залежей/ Ю. Г. Скворинко. Опубл. в Б. И., 1973, № 43.

47. А. с. 1054543 (СССР). Способ разработки рудных залежей/ Ю. Г. Скворинко. Опубл. в Б. И., 1983, № 42.

48. Chaffee P. K. and Jost G. D. Cost analysis for the design and operation of Sublevel open Stopping.— Mining Engineering, 1981, № 10, p. 14—49.

49. Promising Future for Eldred.— Mining Journal, 1983, № 15, p. 40.

50. Cat — and — file mining at Bolden.— World mining, 1982, № 10, p. 64—67.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
1. Особенности технических решений при проектировании и строительстве рудников, на которых применяют самоходную технику	5
1.1. Схемы вскрытия и подготовки месторождений	5
1.1.1. Общие положения	5
1.1.2. Вскрытие и подготовка горизонтальных и пологих залежей	6
1.1.3. Вскрытие и подготовка наклонных и крутонаклонных залежей	16
1.1.4. Вскрытие и подготовка месторождений с крутым падением залежей	25
1.2. Размещение и компоновка поверхностных сооружений	36
1.2.1. Общие положения	36
1.2.2. Примеры компоновки сооружений промышленных площадок	43
1.3. Транспортирование и подъем руды из поверхности	51
2. Системы разработки	56
2.1. Разработка горизонтальных и пологих залежей	57
2.1.1. Камерно-столбовая система с оставлением рудных целиков	57
2.1.2. Камерно-столбовая система с обрушением кровли	59
2.1.3. Камерная система с двухстадийной выемкой и завалкой	60
2.1.4. Камерная система со сплошной выемкой и твердой завалкой	64
2.1.5. Системы разработки со сплошной слоевой выемкой руды и завалкой выработанного пространства	67
2.2. Разработка наклонных и крутонаклонных залежей	71
2.2.1. Камерно-столбовая система с оставлением рудных целиков	71
2.2.2. Камерная система с завалкой выработанного пространства	72
2.2.3. Система разработки с доставкой руды кормом	76
2.2.4. Камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и последующей завалкой	77
2.2.5. Разработка наклонных залежей, разделенных безрудными прослоями	80
2.3. Разработка крутых залежей	81
2.3.1. Этажно-камерная система разработки с массовым обрушением целиков	85
2.3.2. Система ВКР — вертикальная кратерная отступающая выемка	87
2.3.3. Этажно-камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков с механизированием руды и одновременим заполнением камер завалкой в процессе выпуска руды	89
2.3.4. Этажно-камерная система с завалкой выработанного пространства	90
2.3.5. Подэтажно-камерная система разработки	94
2.3.6. Система разработки подэтажными штреками	96
2.3.7. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды	101
2.3.8. Система со слоевой выемкой и завалкой выработанного пространства	105

3. Выбор самоходных машин и комплексов . . . . .	110
3.1. Общие принципы выбора машин и формирование комплексов . . . . .	110
3.2. Бульдозеры, машины и установки . . . . .	112
3.3. Погрузочно-транспортные и транспортные машины . . . . .	134
3.3.1. Общие положения . . . . .	134
3.3.2. Выбор типоразмера ковшевых погрузочно-транспортных машин . . . . .	140
3.3.3. Выбор транспортных машин . . . . .	145
3.3.4. Ковшово-бульдозерные погрузочно-транспортные машины . . . . .	149
3.4. Машины вспомогательного назначения . . . . .	149
3.4.1. Машины для зарядки шпуров и скважин . . . . .	150
3.4.2. Машины для сборки и крепления крошки камер . . . . .	151
3.4.3. Машины для крепления выработок . . . . .	157
3.4.4. Машины для устройства и содержания проезжей части подземных выработок . . . . .	158
3.4.5. Бульдозеры . . . . .	159
3.5. Машины для обслуживания очистных и проходческих комплексов . . . . .	159
3.5.1. Машины для перевозки людей, грузов и материалов . . . . .	159
3.5.2. Машины для перевозки топлива, запчастей, смазки и технического обслуживания . . . . .	163
3.6. Формирование составов проходческих и очистных комплексов . . . . .	164
3.6.1. Особенности проведения выработок с применением самоходных машин . . . . .	164
3.6.2. Ориентировочные составы проходческих комплексов . . . . .	165
3.6.3. Ориентировочные составы очистных комплексов . . . . .	165
4. Особенности эксплуатации самоходных машин в подземных выработках . . . . .	167
4.1. Конструкция и параметры горных выработок . . . . .	167
4.1.1. Околоствольные двояры . . . . .	167
4.1.2. Горизонтальные и наклонные выработки . . . . .	170
4.1.3. Разгрузочные камеры . . . . .	178
4.2. Организация технического обслуживания и ремонта машин . . . . .	178
4.3. Определение расхода воздуха для проветривания рабочих мест дизельных погрузочно-транспортных машин . . . . .	184
5. Оценка эффективности использования самоходной техники . . . . .	188
5.1. Общие положения . . . . .	188
5.2. Расчет экономической эффективности самоходных машин . . . . .	191
5.3. Основные результаты и показатели использования самоходных машин на некоторых отечественных рудниках . . . . .	197
Список литературы . . . . .	200

ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ИЗДАНИЕ  
**ЮРИЙ ГЕОРГИЕВИЧ СКОРНЯКОВ**  
**ПОДЗЕМНАЯ ДОБЫЧА РУД КОМПЛЕКСАМИ**  
**САМОХОДНЫХ МАШИН**

Редактор издательства *Е. И. Кит*  
Художественный редактор *О. Н. Забара*  
Переплет художника *А. С. Андреева*  
Технические редакторы *А. В. Трофимов, Н. В. Жидков*  
Корректоры *Р. А. Слобоженко, Г. М. Столярова*

ИБ № 6890

Сдано в набор 18.10.85. Подписано в печать 23.05.86. Т—12016. Формат 60х90<sup>14</sup>. Бумага  
анкило-журн. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. наб. л. 134. Усл. кр.-отр. 1328.  
Уч.-изд. л. 14,0. Тираж 3000 экз. Заказ 5-607/795-10. Цена 90 коп.

Средня «Знак Печета» издательство «Недра», 100635, Москва,  
Третьяковский проезд, 1/19.  
Книжная фабрика «Коммунист», 300012, Харьков-12, ул. Зегельса, 11.

