

Ю. Г. СКОРНЯКОВ

**ПОДЗЕМНАЯ ДОБЫЧА
РУД КОМПЛЕКСАМИ
САМОХОДНЫХ
МАШИН**



МОСКВА
„НЕДРА“
1986

УДК 622.342/349.0 : 2.2.622.627.2

Скорняков Ю. Г. Подземная добыча руд комплексами 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 рудников, на 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 использования 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: *Д. М. Бронников*, член-кор. АН СССР (Институт проблем комплексного освоения недр АН СССР)

С 2504010000—297
043(01)-86 291-86

©Издательство «Недра», 1986

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 предпосылки 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 попытался 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 МЕСТОРОЖДЕНИЙ

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; увеличения 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 водопритоков 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 скважин 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 Джекказганском горно-металлургическом комбинате (ДГМК), где рудные тела представлены в основном пластовыми залежами с углом падения $10-15^\circ$. Глубина залегания 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 Джекказганском 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 перепускается по рудоспускам и породоспускам; для увеличения скорости движения составов 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 повысило производительность очистных блоков;

для обеспечения высокой производительности и автоматизации скипового 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 воздухоподающего ствола.

* Здесь и далее коэффициент крепости указан по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

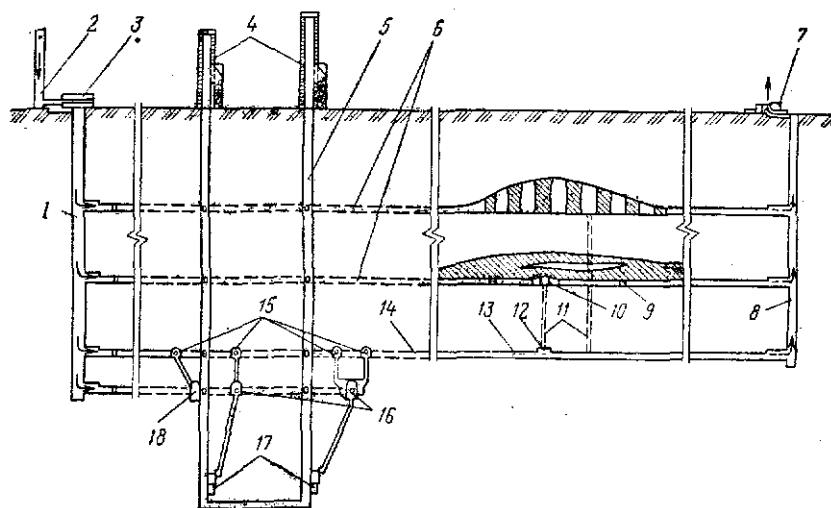


Рис. 1.1. Принципиальная схема вскрытия шахтного поля на шахте № 65 (ДГМК):

1 — грузовой ствол; 2 — воздухозаборная труба; 3 — надшахтное здание грузового ствола; 4 — башенные копры с бункерами; 5 — скиповый ствол; 6 — рудные горизонты; 7 — вентиляционная установка; 8 — вентиляционный ствол; 9 — панельный штрек; 10 — разгрузочная камера; 11 — рудоспуски; 12 — погрузочная камера; 13 — загружаемый состав; 14 — откаточный горизонт; 15 — камеры опрокидывателей; 16 — дробильные камеры; 17 и 18 — соответственно рудные и породная дозаторные

Вскрытие шахтного поля осуществлено стволами: грузовым диаметром в свету 6 м, глубиной 410 м; скиповым 62-бис 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 высечками, после чего проведены горизонтальные выработки на рудных и концентрационных горизонтах.

Шахтное поле разбито на панели размером в плане $150 \times (250 \div 400)$ м в зависимости от размеров залежи. На рудных горизонтах от околоствольных дворов проведены штреки по почве основных залежей, а из них — панельные штреки по продольным границам панелей с заездами 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 заездами выравнивают щебеночным покрытием. Транспортирование руды и породы 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 погрузочных камер на концентрационных горизонтах разработана конструкция изотопных уровнемеров, 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 ГРЦ, а в камерах дробления ствола № 65-бис — щековые дробилки с приемным отверстием 1500×1200 мм и пластинчатые питатели. Эти камеры уникальны по своим размерам. Объем дробильной камеры ствола № 65 равен 11 350 м³, а дробильной камеры ствола № 65-бис — 12 400 м³, причем на их сооружение потребовалось 2600 м³ бетона, 120 т арматурной стали и, кроме того, возникла необходимость в специальной организации горных и строительных работ.

В комплекс 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 представлены в большинстве случаев пластовыми залежами, но встречаются ленто- и линзообразные с углом падения до 25—45°. Рудные залежи, расположенные у поверхности, отрабатываются 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 подъемных комплексов с отдельной 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 свету, м	Площадь поперечного сечения в свету, м ²	Подъемная машина	Подъемный сосуд
Клетевой Скиповой	6	28,27	ЦШ-2,1×4рЛ	Клеть 4,5×1,7 Скип 17 м ³ Скип 4 м ³
	6	28,27	ЦШ-4×4 ЦШ-2,1×4рЛ	
Грузовой Вентиляционный	7—8	50,27	Мостовой кран	Клеть 3,6×1,4
	6	28,27	2Ц-4×2,3	

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 здания подземного дробильно-бункерного комплекса. Над скиповыми стволами № 1 и 2, расположенными в 30 м друг от друга, сооружен общий башенный копер с многоканатными 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 м³, причем медно-свинцовая и свинцовая руды выдаются отдельными скипами, порода — скипом вместимостью 4 м³ (система подъема скип — противовес). Кроме того, в стволе № 2 располагается инспекторская клеть с противовесом.

Питание приводных электродвигателей подъемных 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 автосамосвалами 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 на откаточные горизонты и горизонты подземного дробления, обслуживания дозаторных установок, удавливания рудной

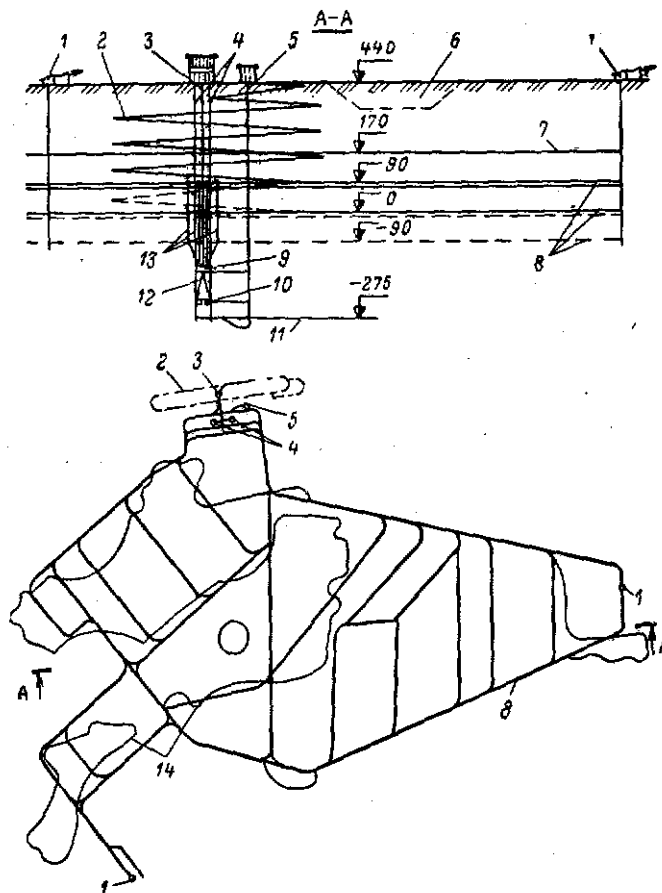


Рис. 1.2. Схема вскрытия и подготовки шахтного поля на Анненском руднике: 1 — вентиляционные стволы; 2 — наклонный съезд; 3, 4 и 5 — соответственно грузовой, скиповые и клетевой стволы; 6 — карьер; 7 и 8 — соответственно вентиляционный и откаточные горизонты; 9 — дробильный комплекс; 10 — дозаторная камера; 11 — горизонт улавливания рудной мелочи; 12 — бункер; 13 — капитальные рудоспуски; 14 — контуры рудных залежей

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 надвинуть его на ствол. Копер в форме трилистника 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 — скип вместимостью 4 м³. Этот подъем используется в период строительства для выдачи породы и при проведении горизонтальных выработок. После окончания строительства скип заменили на противовес.

Для подачи воздуха в горные выработки, спуска-подъема крупногабаритного оборудования, узлов дробильных установок, опрокидывателей, электровозов 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 задалживании 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-вспомогательные горизонты, расположенные на отметках 170, 75 и —15 м, одновременно служат для перемещения самоходного оборудования, доставки в очистные блоки рабочих и материалов. На этих горизонтах проложены трубопроводы для подачи закладочного материала.

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

Для уменьшения износа стенок рудоспусков и предотвращения завесаний 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, пройдены наклонными для уменьшения вероятности зависаний 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 Анненский-2 и Анненский-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 вентиляторных 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/м³.

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

Помимо четырех стволов, размещенных на основной площадке, скиповой, 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 1-5×3 обеспечивает скорость подъема около 1 м/с. Заводка оборудования в ствол и вывод его оттуда на гори-

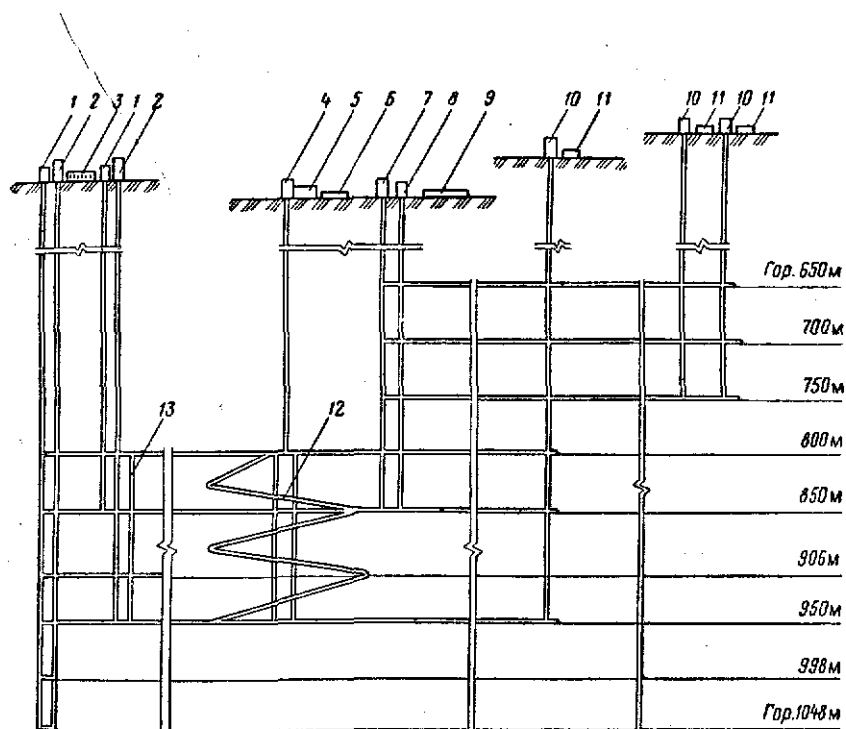


Рис. 1.3. Схема вскрытия месторождения на Октябрьском руднике:
 1 и 2 — соответственно клетевые и скиповые стволы; 3 — административно-бытовой комбинат;
 4 — грузовой ствол; 5 — надшахтное здание грузового ствола; 6 — ремонтно-механический
 цех; 7 — вентиляционно-закладочный ствол; 8 — вспомогательно-вентиляционный ствол; 9 —
 склад руды; 10 — вентиляционные стволы; 11 — вентиляторные установки; 12 — наклонный
 съезд; 13 — слесной ствол

зонте производятся на платформе по опорной ляде, перекрывающей ствол на время выполнения операций по заводке. 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 по грузовому стволу с поверхности до первого эксплуатационного горизонта и далее по наклонному съезду между нижележащими горизонтами наиболее приемлема для глубокозалегающих 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 м³ предусмотрено на основных концентрационных горизонтах. Разгрузка руды у скиповых стволов

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

Разгрузка скипов производится в приемный бункер копра, откуда руда подается на обогатительную фабрику или открытый склад по цепочке бункер — пластинчатый питатель — промежуточный конвейер — сборочный конвейер — конвейерная галерея.

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

Таблица 1.2

Ствол	Диаметр ствола, м	Площадь поперечного сечения в свету, м ²	Подъемные машины и их число (в скобках)	Подъемные сосуды и их число (в скобках)
Клетевой № 1 и 2 (спуск-подъем людей, материалов, прокладка коммуникаций, подача свежего воздуха)	8,0	50,24	МК 4×4 (2)	Клеть 2КП6,5-2 (1) Клеть 2КН4,5-2 (1)
Скиповой № 1 и 2 (выдача руды)	6,5	33,17	МК 5×4 (2)	Скипы 2СН11-2К (4)
Вспомогательно-закладочный (подача закладочных смесей, свежего воздуха, спуск длинотера)	6,5	33,17	Клетевой подъем ЦР-6×3 2/0,5 (1) Грузовой подъем ШПМ1-5×3	Клеть 1КНР-4,5—1 (1) Контейнер грузоподъемностью 25 т (1)
Грузовой (спуск крупногабаритного оборудования, подача свежего воздуха)	6,5	33,17	Грузовой подъем ШПМ1-5×3 (1)	Контейнер-траверса (1)
Вентиляционный № 1, 2 и 3 (выдача загрязненного воздуха)	6,5	33,17	Клетевой подъем МК2, 25×4	Клеть 61НВ4,5 (1)
Скиповой-вспомогательный (выдача руды и породы)	6,5	33,17	Люлька с подъемной машиной Ц-3,5×2А ЦР-6×3,2/0,5 (2)	1СН5-1 (4)

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 промплощадки вспомогательных стволов, и в частности скипового и закладочного, оборудованных мощными подъемными установками, а также проходка вентиляционных стволов до гор. 700—800 м позволили ускорить строительство рудника.

Рассмотренные примеры в достаточной мере характеризуют осо-

бенности вскрытия пологих месторождений с большой площадью оруденения.

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 такие природные технологические и экономические факторы, как промышленные запасы, производственная мощность, срок службы рудника, минимальные приведенные затраты на 1 т промышленных запасов и др.

Экономико-математические модели позволяют определить 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 коэффициенте 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 [36].

При выборе местоположения стволов шахт задача сводится к обеспечению минимумов консервируемых запасов в охранных целиках, расходов на транспортирование и подъем руды, а также объемно-планировочных работ на поверхности. Отметки и схемы концентрационного и рудных горизонтов определяются с учетом гипсометрии залежей, расположения рудоспусков в центре тяжести запасов отдельных участков или панелей, оптимального расстояния доставки руды погрузочно-транспортными машинами и минимального пробега груженых составов. При этом направление подземного 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 выявить 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 квершлагов с глубиной резко возрастает. Для сокращения капитальных затрат увеличивают высоту этажа, сокращают число капитальных рудоспусков, проходят вертикальные слепые 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 усложнило бы условия эксплуатации.

В связи с этим вскрытие параллельной залежи осуществлено наклонными съездами, пройденными от существующей промплощадки карьера и обогатительной фабрики (рис. 1.4). Два съезда (порожняковый и грузовой) протяженностью 3,5 км с углом 5°43' вскрывают залежи на глубину около 300 м. Съезды, площадь поперечного сечения которых равна 22,1 м², 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 посередине.

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 м³/с.

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

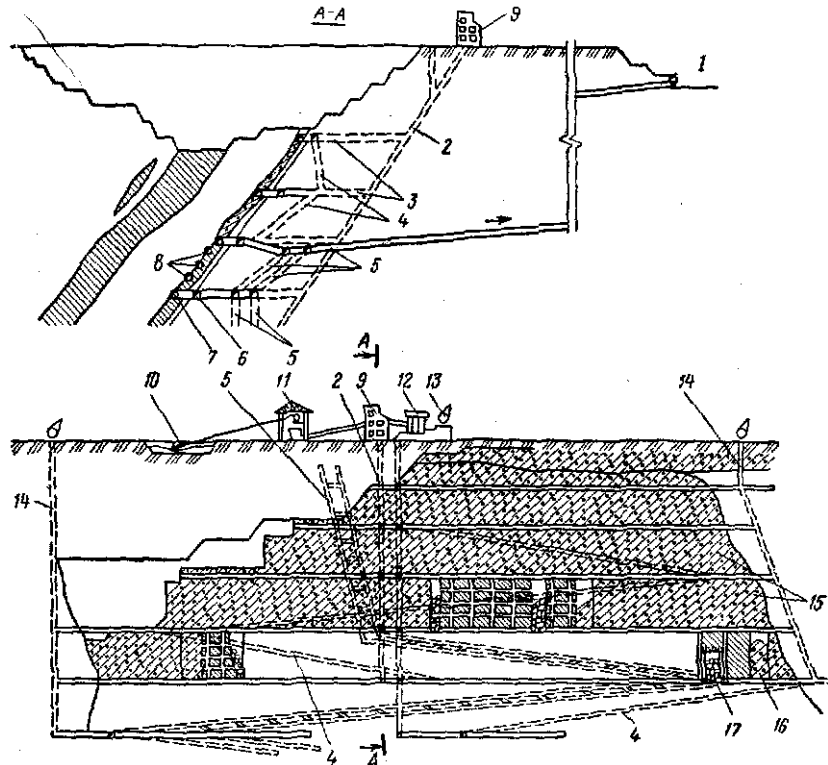


Рис. 1.4. Схема вскрытия и отработки месторождения на руднике «Северный»: 1 — портал наклонных съездов; 2 — закладочный восстающий; 3 — квершлаг; 4, 5 — соответственно вспомогательные и вскрывающие уклоны; 6 и 7 — соответственно полевой и рудный штреки; 8 — подэтажные буровые штреки; 9 — смесительное отделение; 10 — прирельсовый присыпный узел; 11 и 12 — соответственно склады инертных заполнителей и цемента; 13 — вентилятор главного проветривания ВВД-30; 14 — вентиляционные восстающие; 15 — отработанные и залеженные камеры; 16 — закладываемая камера; 17 — обрабатываемый блок

Показатели при транспортировании руды на поверхность по автоуклону различными автосамосвалами

Автосамосвал	МоАЗ-6401	«БЛОУ-НОКС 195MS12»	«БЛОУ-НОКС 350MS23»
Мощность дизельного двигателя, кВт	140	143	260
Вместимость кузова, м ³	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 уклон	10	10	10
Производительность, т:			
часовая	51	51	88,4
месячная	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	Грузоподъемность автосамосвала, т	Параметры съездов		
		Длина, м	Ширина × высота, м	Угол наклона, градус
«Боутч» (США)	10	1800	5,2×3,65	6—8
«Крейтон» (Канада)	—	3048	4,88×2,9	10
«Боуэрс Кэмпбелл» (США)	9,5	1420	5,25×4,6	8—10
«Барвью» (Канада)	22	1550	4,9×5,4	6—8
«Гаспе» (Канада)	14—25	435	4,8×4,8	8—12

В качестве примера приведем схему вскрытия месторождения Алвин (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, штольной и вентиляционным квершлагом (рис. 1.5). Система разработки — поэтажные штреки с высотой подэтажа, равной 11 м, отработку которого производят тремя слоями. Первый слой обрабатывается при расширении подэтажного штрека, второй вынимается над первым и последний — оставшийся целик. Общий порядок выемки сверху вниз.

Для бурения используют самоходные бурильные установки с двумя стрелами и бурильными 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 рудовыдачного 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 поэтажными 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.

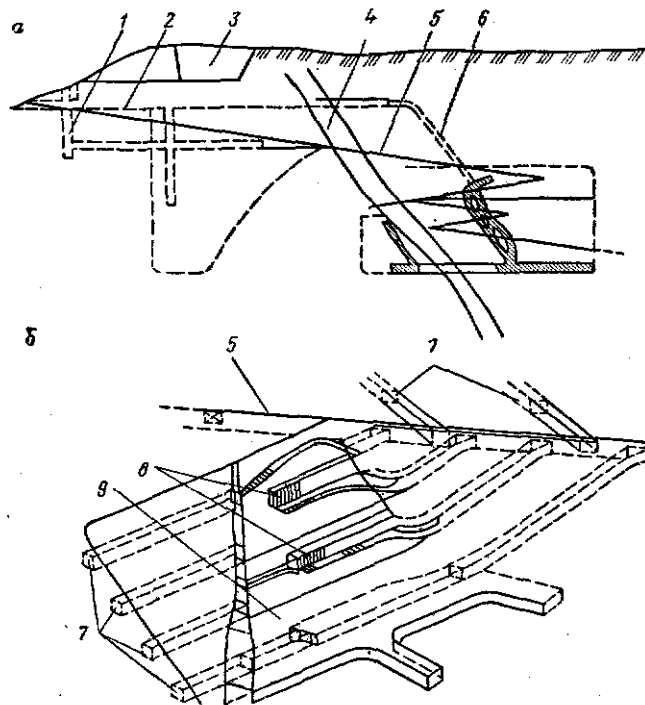


Рис. 1.5. Схемы вскрытия (а) и подготовки (б) месторождения Алвин (Канада):

1 — ствол; 2 — горизонт штольни; 3 — карьер; 4 — порфировая дайка; 5 — наклонный съезд; 6 — вентиляционный восстающий; 7 — подэтажные штреки; 8 — скважины для отбойки руды в отступающем порядке; 9 — целик

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

Месторождение характерно наличием тектонических нарушений и крупных зон разломов.

Особенность вскрытия месторождения — вынесение основной промплощадки рудника, и в частности скипового, клетового стволов и наклонного съезда, за зону разлома (рис. 1.6). Вспомогательная промплощадка 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

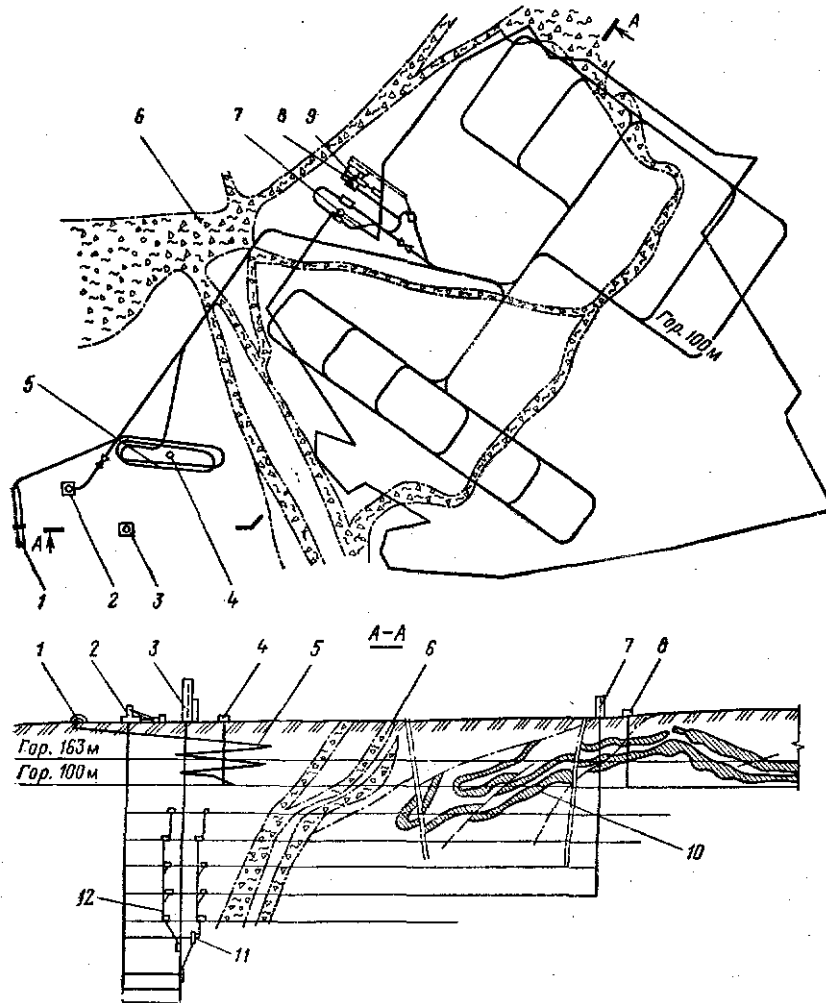


Рис. 1.6. Схема вскрытия и подготовки месторождения Шалкия:
 1 — портал наклонного съезда; 2 — шахта «Клетевая»; 3 — шахта «Скиповая»; 4 — вентиляционный шурф; 5 — наклонный съезд; 6 — зона разломов; 7 — шахта «Вентиляционная»; 8 — грубо-кабельный восстающий; 9 — насосная станция; 10 — граница рудных тел; 11 — дробилка; 12 — рудоспуск

(шахта «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 скипоклетевым подъемными. Годовая производительность рудного подъема составляет 1 млн. т. Стволом вскрываются запасы горизонтов 163 и 100 м. После ввода в эксплуатацию (скипового и клетевого) 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 м² и углом наклона на прямолинейных участках 6°, а на закруглениях 2°. Съезд предназначается для передвижения машин, доставки оборудования, рабочих подземных участков, горюче-смазочных и других материалов, а также для подачи в секунду 150 м³ свежего воздуха в течение пускового периода.

Вентиляционный шурф площадью поперечного сечения 10—12 м² проходится вначале снизу вверх и служит для выдачи загрязненного воздуха на период проходки наклонного съезда до гор. 100 м. Затем шурф расширяют сверху вниз до гор. 163 м диаметром в свету 6 м, крепят бетоном, оборудуют вентиляционной 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 м³ свежего воздуха в секунду.

Трубно-кабельный восстающий с площадью поперечного сечения 12 м² 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.

Отработку 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 м³/ч, необходимым 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 накладными мостами под грузовым отделением ствола для приема груза массой до 35 т [31].

Параметры и оснащенность различных стволов

Ствол	Скиповой	Клетевой	Выдачной
Диаметр ствола, м	7,5	7,0	6,0
Площадь поперечного сечения, м ²	44,2	38,5	28,26
Подъемные машины и их число (в скобках)	ЦШ-2,1 × 4р(1) ЦШ-4 × 4(2)	2Ц-6×2,4(1) ЛПЭ 45/1300 (1)	2Ц-4×1,8(1) 2Ц-3,5×1,7А (1)
Подъемные сосуды и их число (в скобках)	Скип 4 м ³ (1) Скип 17 м ³ (2)	Клеть 4,5×1,5 (1) Крюк грузо- подъемностью 50 т (1)	Скип 4 м ³ (1) Скип 3,5 м ³ (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 вскрываемым 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°. Протяженность основной залежи равна около 1 км. Вмещающие породы — кварцграфитовые сланцы. Системы разработки предусмотрены следующие: с подэтажным обрушением и камерно-столбовая. 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 выработки при варианте с наклонным съездом больше на 34,5 тыс. м³. Несмотря на более высокую стоимость (на 15—20 %) проходки 1 м³ ствола, затраты на его сооружение не превысили затрат на сооружение съездов. Затраты на приобретение машин, а также эксплуатационные расходы во втором варианте более высокие, поэтому преимуществ вскрытия наклонными съездами в этих условиях выявлено 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 ²	Длина, м	Объем, м ³	Площадь поперечного сечения, м ²	Длина, м	Объем, м ³
Вспомогательный ствол	20,4	591	9 455	—	—	—
Камеры и экологические дворы	11,2	40—280	10 940	—	—	—
Квершлаг	7,3—9,7	280—510	890	—	—	—
Полевые штреки	9,1—11,5	—	59 835	9,9—12,3	—	66 790
Погрузочные и разгрузочные камеры	—	—	3 950	—	—	3 130
Ремонтные пункты	48	30	1 215	—	—	2 545
Вертикальные и прочие выработки	—	—	44 040	—	—	43 870
Орты и сбойки	—	—	17 990	—	—	35 205
Наклонный съезд, пройденный с поверхности	—	—	—	9,9	1 370	13 565
Наклонные съезды, пройденные между горизонтами	—	—	—	12,3 9,9	1 140 845	14 020 8 365
Рудоспуски	6,25—25	310	12 815	12,3	285	3 505
Главная штольня	10,6—12,9	2875	36 160	6,25—25 10,8—12,9	310 2875	12 815 36 160
Итого			197 290			239 970

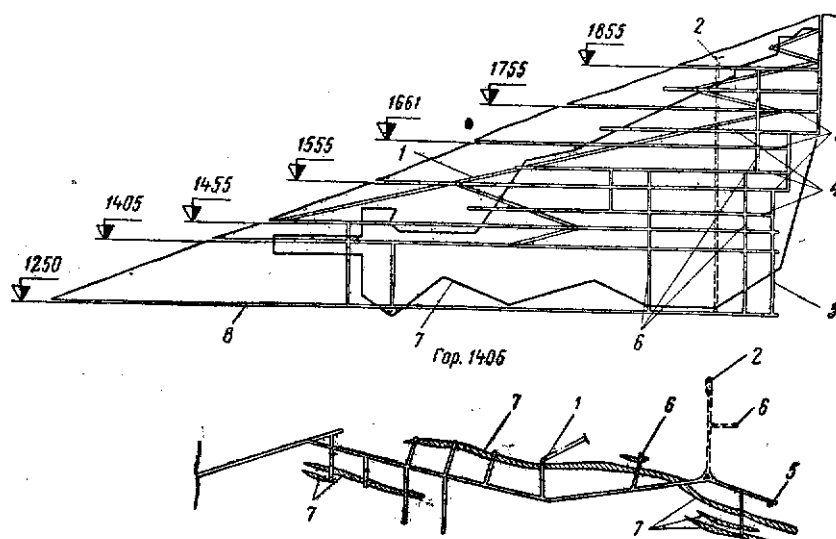


Рис. 1.7. Схема вскрытия месторождения Тораница:
 1 — наклонный съезд; 2 — вспомогательный слепой ствол; 3 — безрельсовые штольневые горизонты; 4 — горизонты с рельсовым транспортом; 5 — вентиляционный восстающий; 6 — рудоспуски; 7 — контуры рудных залежей; 8 — главная транспортная штольня

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

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

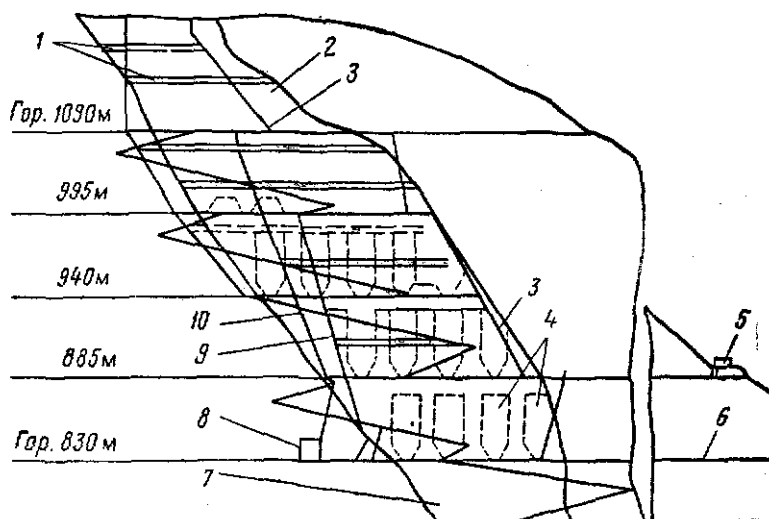


Рис. 1.8. Схема вскрытия месторождения на руднике «Мадлен» (Канада): 1 — подэтажные орты; 2 — рудный целик; 3 — вентиляционный восстающий; 4 — выемочные камеры; 5 — калорифер; 6 — конвейерная штольня; 7 — основное рудное тело; 8 — камера дробильно-перегрузочного комплекса; 9 — породопуск; 10 — рудопуск

наклонные съезды между подэтажами могут оказаться предпочтительнее. Примером служит рудник «Мадлен» (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 лежащем боку (рис. 1.8). Площадь поперечного сечения съездов $5,6 \times 2,9$ м рассчитана на передвижение самоходных бурильных установок Фэн-Дрилл, погрузочно-доставочных машин с ковшем вместимостью $3,8 \text{ м}^3$ и вспомогательного оборудования. Отработка залежей ведется этажно-камерной системой, причем параметры камеры следующие: длина равна мощности залежи, высота 46 м, ширина 18 м. Подготовка осуществлена ортами, проведенными через каждые 15 м, и погрузочными заездами в целиках под углом 50° . Отбойку руды производят из рудовыпускной траншеи и подэтажного штрека. Диаметр скважин 54 мм, выход руды 7,3—7,6 т/м. Одновременно взрывают четыре веера с л. н. 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 лежащем боку рудного тела, ортами и наклонными (по рудному телу) восстающими.

При использовании самоходных машин подготовка залежи к отработке осуществляется диагональными в лежащем 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 (рудник «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 диагональным 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 ($50-90^\circ$) 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 Тишинского месторождения. Верхняя часть мощной крутой ($80-90^\circ$) залежи полиметаллических руд отработана карьером, а нижняя — вскрыта вертикальными стволами 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 стволами шахт «Разведочно-эксплуатационная» (РЭ), «Ульбинская» и «За-

падная вентиляционная», а затем до гор. 10 — стволами шахт «Тишинская» и «Вентиляционная». В последующем намечается углубка шахт до гор. 16. Подготовка залежи осуществлена полевыми штреками в висячем и лежащем боках залежи и ортами, пройденными через каждые 30—50 м вкrest простирания.

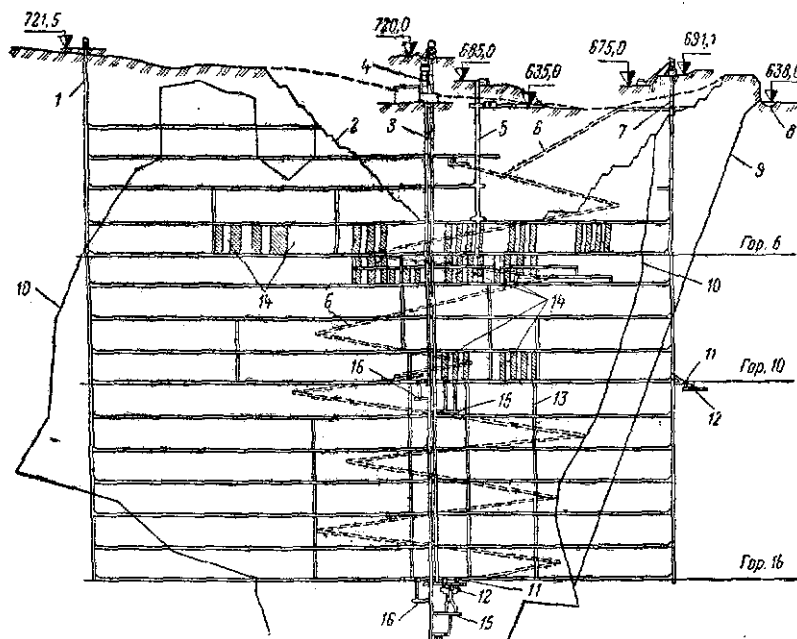


Рис. 1.9. Схема вскрытия месторождения на Тишинском руднике:

1, 3, 4, 5 и 7 — соответственно стволы шахт «Западная вентиляционная», «Тишинская», «Вентиляционная», «Разведочно-эксплуатационная» и «Ульбинская»; 2 — контур отработанного карьера; 6 — наклонный съезд; 8 — р. Ульба; 9 — охранный целик; 10 — контур рудного тела; 11 — насосная станция; 12 — водосборники; 13 — рудоспуск; 14 — отработываемые камеры; 15 — рудные дозаторы; 16 — породные дозаторы

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

Основные показатели системы разработки горизонтальными слоями с закладкой приведены ниже.

Объем горно-подготовительных работ на 1 000 т	
горной массы, м ³	100
В том числе по породе	35
Потери, %	3—4
Разубоживание, %	5—7
Сменная производительность труда рабочего за-	
бойной 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-расположенным вертикальным рудовыдачным, вспомогательным и фланговыми вентиляционными стволами, характеристика которых приведена в табл. 1.5.

Таблица 1.5

Шахта	Диаметр ствола в свету, м	Площадь поперечного сечения в свету, м ²	Подъемные машины и их число (в скобках)	Подъемные сосуды и их число (в скобках)
«Клетевая» (запасной выход)	5,5	23,7	ЦШ-2,1×4 (1)	Клеть 3700×1680 (1)
«Скиповая» (выдача руды, спуск материалов)	5,6	24,7	ЦШ-2,25×4 (1)	Клеть 3700×1680 (1)
«Эксплуатационная» (выдача руды, спуск людей и материалов)	7,5	44,3	ЦШ-3,25×4 (1) МК5×4 (1)	Скип 4 м ³ (2) Клеть 5600×1630 (1)
«Закладочная» (выдача породы, спуск людей)	5,5	23,7	ЦШ-5×8 (1) ЦР6×3,4/0,6 (1)	Скип 21,5 м ³ (2) Клеть 3100×1370 (1)
«Средняя» и «Южная вентиляционная» № 2	7	38,5	—	Скип 4 м ³ (1) Бадья 1,5 м ³ (1)
«Северная» и «Южная вентиляционная» № 1	5	19,6	—	То же 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 м², протяженностью 4,5 км, по которому доставляют оборудование и материалы с применением машин.

На рис. 1.11 показаны локальные участковые 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 проходят в одном из рудных тел, соединяя соседние ортами-заездами.

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

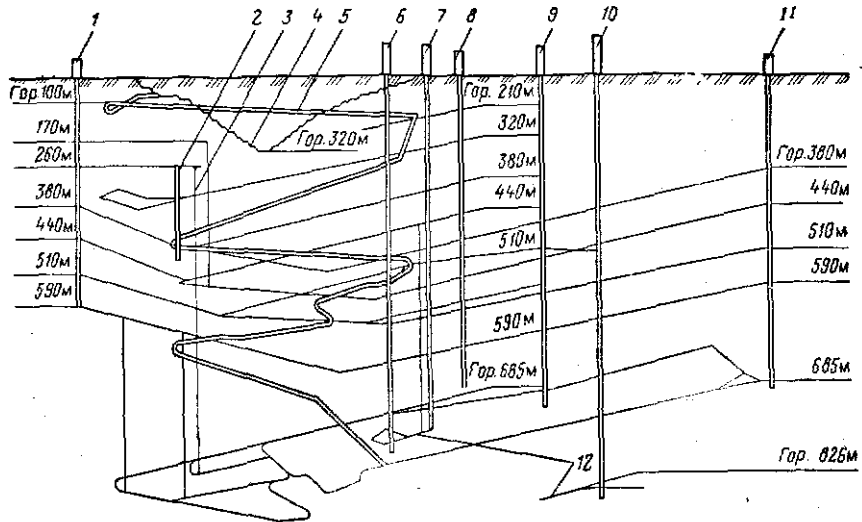


Рис. 1.10. Схема вскрытия месторождения на Гайском руднике:

1, 6, 7, 8, 9, 10 и 11 — соответственно шахты «Южная вентиляционная» № 2, «Закладочная», «Скиповая», «Клетевая», «Средняя вентиляционная», «Эксплуатационная» и «Северная вентиляционная»; 2 — ствол шахты «Слепая»; 3 — рудоспуск; 4 — контур карьера; 5 — наклонный съезд; 12 — горизонт улавливания просыпи

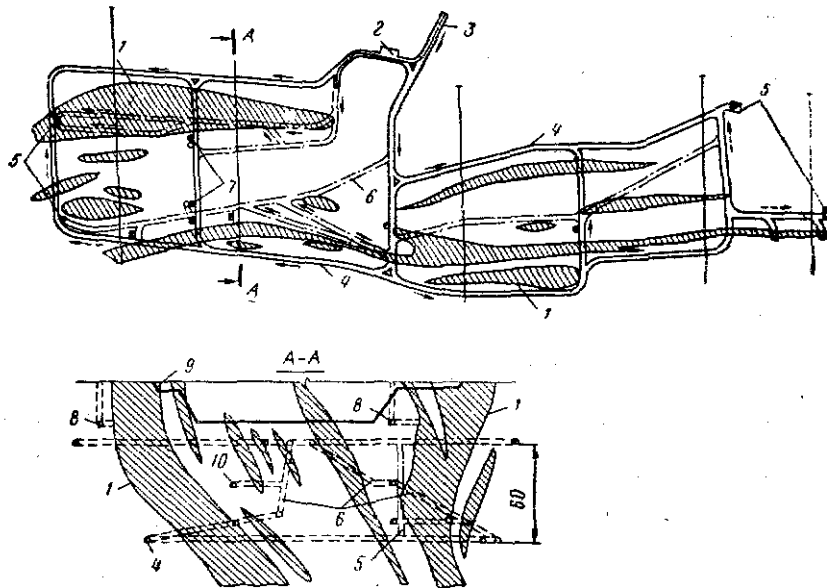


Рис. 1.11. Схема вскрытия и подготовки серии крутых линзообразных залежей с использованием наклонных съездов:

1 — контуры рудных тел; 2 — пункт монтажа самоходных машин; 3 — основной кварцлаг; 4 — полевой штрек; 5 — вентиляционные восстающие; 6 — наклонный съезд; 7 — рудоспуски; 8 — закладочные штреки; 9 — граница карьера; 10 — подэтажный штрек

осуществлено центрально-расположенными висячем боку штольнями «Капитальная» и «Параллельная» (рис. 1.12) и фланговыми вентиляционными стволами, возникла необходимость в проходке 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 , пройденный под углом $12\text{--}14^\circ$, расположен в лежащем боку месторождения и соединен с этажными и погрузочно-доставочными выработками блоков ортами-заездами. 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 применить 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 создалась возможность отработать запасы, находящиеся в его охранном целике.

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

Вскрытие месторождения медно-цинковых руд (рис. 1.13) осуществлено двумя стволами: главным рудовыдачным, вспомогательно-вентиляционным (глубиной соответственно 500 и 537 м) и наклонным спиральным съездом (глубиной 400 м). Наклонный съезд, пройденный под углом 8° , соединен с подэтажными 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 воздухоподающий ствол пройден до глубины 280 м (гор. 900). У его устья размещены два осевых вентилятора фирмы «Джой» диаметром $1,8 \text{ м}$ 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 восстающим. Исходящая струя по спиральному наклонному съезду с площадью поперечного сечения 20 м^2 , пройденному под углом 11° ,

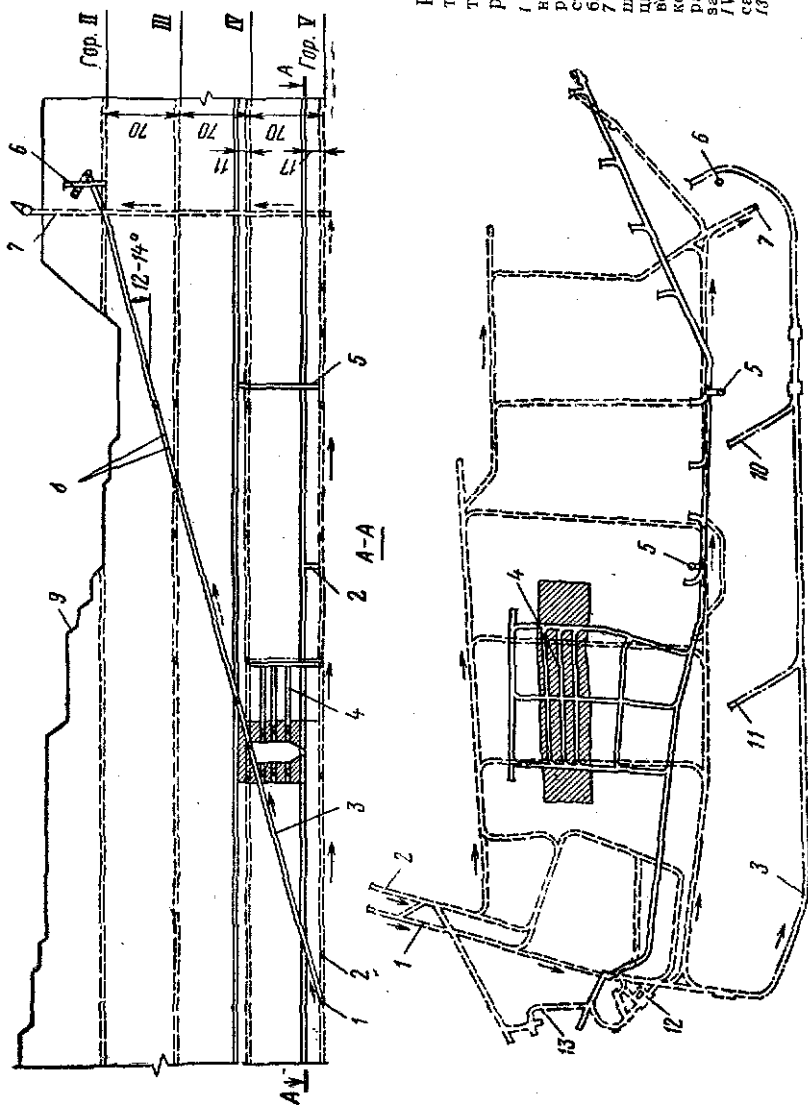


Рис. 1.12. Схема вскрытия и подготовки восточного фланга месторождения Алтын-Толкан: 1 и 2 — соответственно штольни «Капитальная» и «Параллельная»; 3 — наклонный съезд; 4 — схема подготовки блока; 5 — рудоспуск; 6 и 7 — соответственно стволы шахт «Новая» и «Вентиляционная»; 8 — шлюзовые вентиляционные дщери; 9 — контур отработанного карьера; 10 и 11 — соответственно заезды на горизонтах III и IV; 12 — ремонтный пункт самоходного оборудования; 13 — заезд на доставочную выработку гор. V

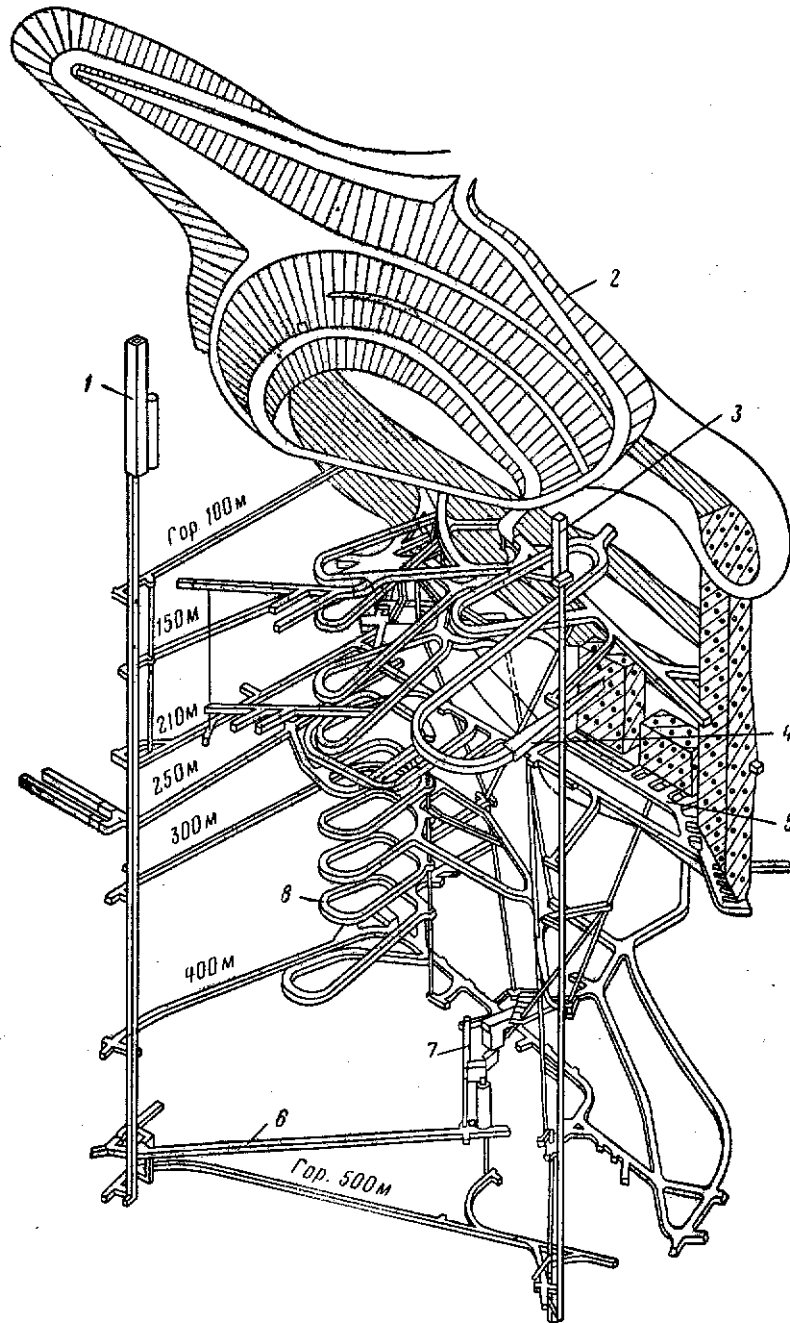


Рис. 1.13. Схема вскрытия месторождения на руднике «Пюхасалми»:
 1 — главный рудовыдающий ствол; 2 — контур карьера; 3 — вспомогательно-вентиляционный ствол; 4 — портал наклонного съезда; 5 — погрузочно-доставочный штрек; 6 — ленточный конвейер; 7 — дробильный комплекс; 8 — наклонный съезд

отводится 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
Погрузчики фирмы «Катерпиллер» с ковшом	
емкостью 3,6 м ³	3
Автосамосвалы фирмы «Джарвис-Кларк»	3
Погрузочно-транспортные машины (ПТМ) той же	
фирмы с ковшом 3,6 м ³	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 сменная производительность труда подземного рабочего — 35 т.

Вскрытие и подготовка месторождения Ильюра (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, пройдены 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 позволило 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
электрогидравлические установки:	
«Тамрок Солю»	1

«Тамрок Миниматик Джумбо»	2
электрические ПТМ «Хорвурд Бэгшоу-840» грузоподъемностью 12 т	2
дизельные ПТМ: «Хорвурд Бэгшоу-820» грузоподъемностью 12 т	2
«Хорвурд Бэгшоу-620» грузоподъемностью 6 т	2

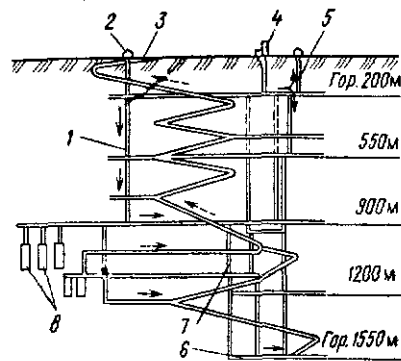


Рис. 1.14. Схема вскрытия месторождения на руднике «Левак-Вест»: 1 — воздухоподающий ствол; 2 — вентиляционная установка главного проветривания; 3 — наклонный съезд; 4 — закладочная установка; 5 — вспомогательный восстающий; 6 — транспортный горизонт; 7 — рудоспуск; 8 — очистные камеры

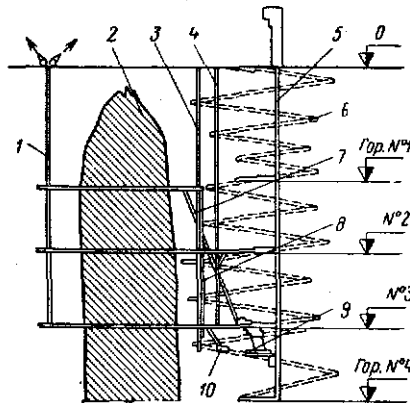


Рис. 1.15. Схема вскрытия месторождения на руднике «Ильюра» (Австралия):

1 — вентиляционно-выдачный ствол; 2 — рудное тело; 3 и 4 — соответственно вспомогательный (разведочный) и вентиляционный воздухоподающие стволы; 5 — главный ствол с башенным копром; 6 — наклонный съезд; 7 — рудоспуск; 8 — породо-спуск; 9 — дробильно-дозаторный комплекс; 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 выдается на поверхность [49].

Рассмотренные примеры вскрытия крутых залежей характеризуются наличием наклонных съездов, 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 вскрывающие 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).

Западное рудное тело, имеющее протяженность 400 м и среднюю мощность 10,5 м, обрабатывается 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

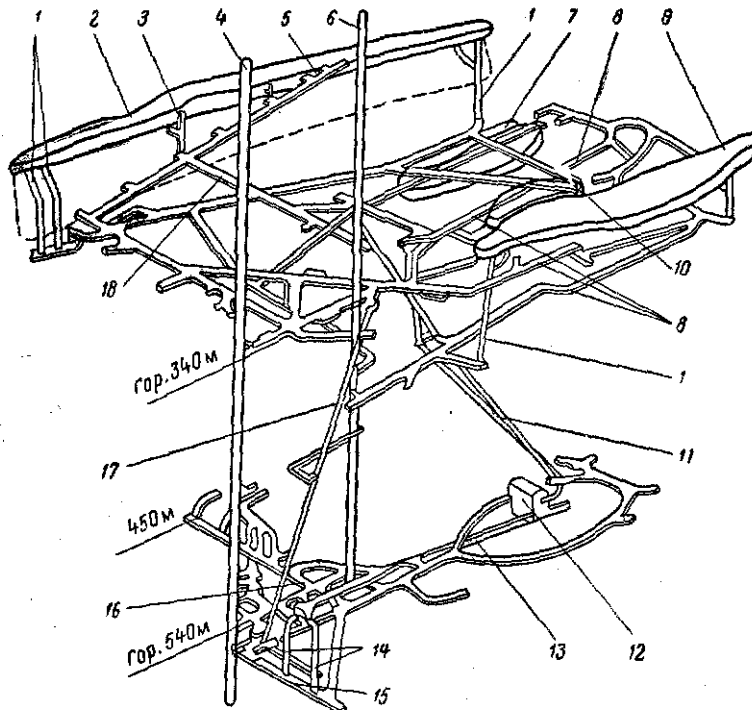


Рис. 1.16. Схема вскрытия и подготовки залежей на руднике «Кобар» (Австралия):

1 — вентиляционные восстающие; 2 — медьсодержащее Западное рудное тело; 3 — блоковый рудоспуск; 4 — рудоподъемный ствол № 2; 5 — наклонная полевая выработка Западного рудного тела для самоходных машин; 6 — вентиляционно-вспомогательный ствол № 1; 7 — медно-цинковое рудное тело № 2; 8 — наклонные полевые выработки для самоходного оборудования; 9 — медьсодержащее Восточное рудное тело; 10 — медно-цинковое рудное тело № 1; 11 — рудоспуск; 12 — подземный дробильно-перегрузочный комплекс; 13 — наклонная конвейерная рудоподъемная выработка; 14 — бункер для дробленой руды; 15 — конвейерный вращатель дозаторной; 16 — околоствольный двор; 17 — породоспуск; 18 — транспортный кверцлаг

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 полевыми штреками и ортами 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 этапа вскрытия было достаточным для проектирования и строительства вскрывающих выработок II этапа и восполнения 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 квершлагов. В этих случаях ступени подъема желательно увязывать с шагом вскрытия.

Расположение рудовыдачных стволов шахт при вскрытии крутых и наклонных месторождений осуществляют, как правило, в лежачем 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 ($\leq 45 \div 50$ 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 клетевого, 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, целесообразных 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 проходки и монтажа копров на смежных площадках с последующей их движкой 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 обогатительной 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 увязке с административно-бытовым комбинатом (АБК) и блоком вспомогательных цехов.

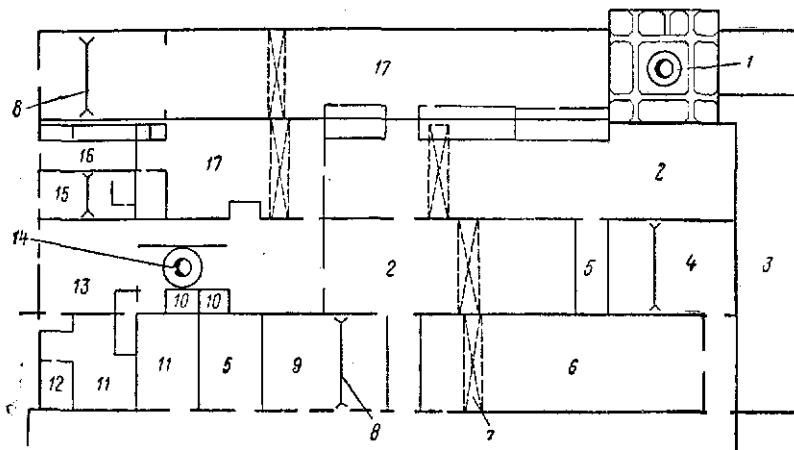


Рис. 1.17. Схема расположения производственных зданий и сооружений главного и вспомогательного стволов шахты, размещенных на одной промплощадке: 1 — главный ствол; 2 — склады оборудования; 3 — дробильно-сортировочный комплекс; 4 — склад материалов; 5 — трансформаторные подстанции; 6 — компрессорная станция; 7 — кран; 8 — монорельсы с талью; 9 — насосная; 10 — воздухоподающие каналы; 11, 12 и 13 — соответственно помещения вспомогательные, административно-бытового комбината и вспомогательного ствола; 14 — вспомогательный ствол; 15 — зарядная; 16 — склад противопожарного оборудования; 17 — ремонтно-механический цех

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 обогатительной фабрики, а административно-бытовой комбинат стоит обособленно с 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 клетевого вспомогательного ствола, оборудованного одноканатными подъемными машинами. Особенность схемы — наличие развитой ремонтной службы со складом оборудования, материалов и стоянкой самоходных

машин, заблокированных 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.

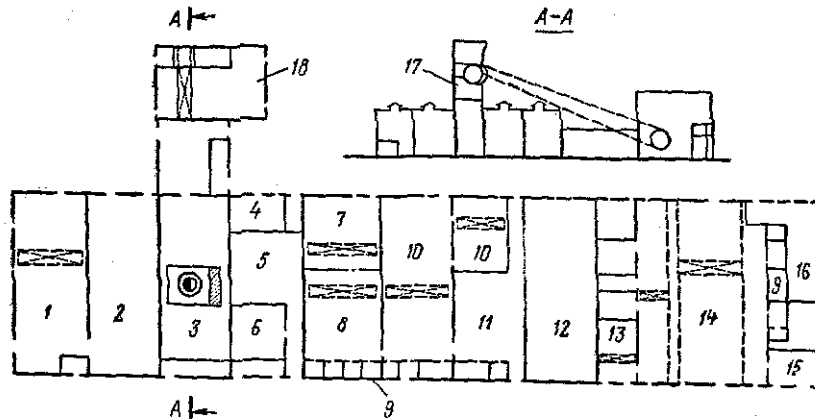


Рис. 1.18. Схема надшахтного здания вспомогательного ствола:

1, 2 и 4 — соответственно склады оборудования, материалов и противопожарных материалов; 3 — помещение клетового ствола; 5 — калориферная; 6 — помещение для контрольно-измерительных приборов (КИП); 7, 8 и 10 — соответственно отделения кузнечно-сварочное, ремонтно-механическое и ремонтные; 9 — вспомогательные помещения; 11 — стоянка самоходного оборудования; 12 — вентиляционная камера; 13 — тепловой пункт; 14 — турбокомпрессорная; 15 — трансформаторная подстанция; 16 — распределительное устройство; 17 — копер; 18 — помещение для подъемных машин

Грузовые стволы располагают на основной или вспомогательной площадке рудника (как правило, в увязке 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 рудниках 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 шлюзовую 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 цехов, а с АКБ 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. Местозаложение стволов выбирают с учетом их функций вблизи рудной залежи в увязке с закладочным комплексом. Стволы оборудуют клетевой, а иногда и скиповой подъемными установками для выдачи породы.

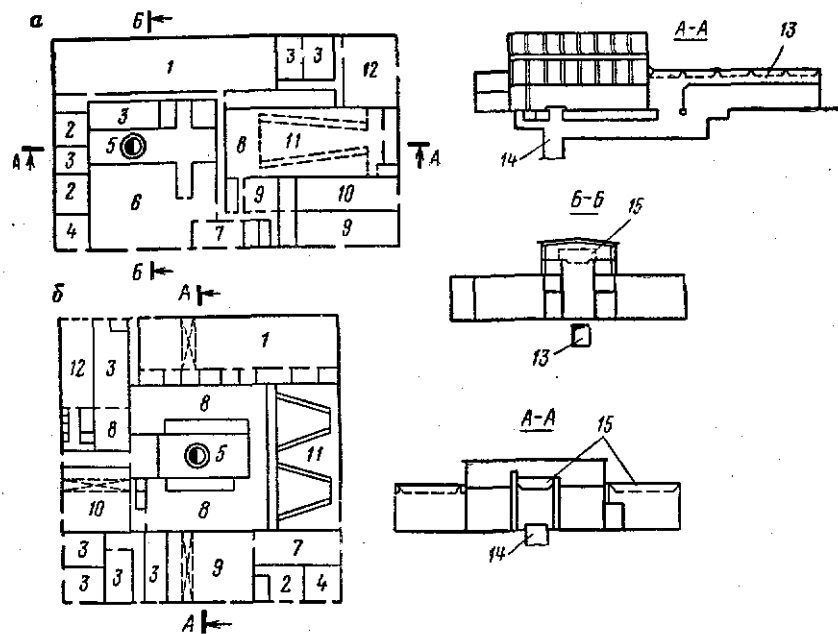


Рис. 1.19. Схемы надшахтных сооружений у грузового ствола с подачей в него свежего воздуха по каналу (а) и через надшахтное здание (б): 1 — турбокомпрессорная; 2 — стоянки автопогрузчиков; 3 — вспомогательные складские и прочие помещения; 4 и 6 — соответственно склады противопожарных материалов и оборудования; 5 — помещение грузового ствола; 7 — трансформаторная подстанция; 8 — вентиляционные камеры; 9 — механические мастерские; 10 — склад материалов; 11 — calorиферная; 12 — распределительное устройство; 13 — вентиляционный канал; 14 — грузовой ствол; 15 — краны грузоподъемностью 10—40 т

Вентиляционные воздуховыдающие стволы располагают, как правило, на флангах месторождения и блокируют с вентиляторными установками главного проветривания. При устройстве в стволах запасного выхода их оборудуют механизированными подъемами, надшахтные здания в этих случаях выполняют герметичными (рис. 1.21). Использование скважин для спуска строительных материалов, закладочных смесей, взрывчатых веществ и горючесмазочных 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.

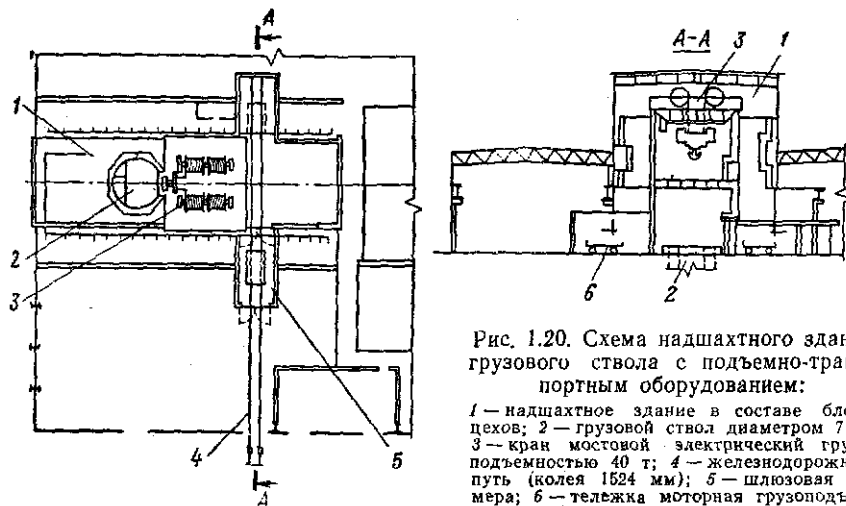


Рис. 1.20. Схема надшахтного здания грузового ствола с подъемно-транспортным оборудованием:

1 — надшахтное здание в составе блока цехов; 2 — грузовой ствол диаметром 7 м; 3 — кран мостовой электрический грузоподъемностью 40 т; 4 — железнодорожный путь (колея 1524 мм); 5 — шлюзовая камера; 6 — тележка моторная грузоподъемностью 50 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 воронке 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 машин 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 станция пожаротушения, камера контрольно-измерительных приборов и автоматов, вытяжные камеры.

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

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.

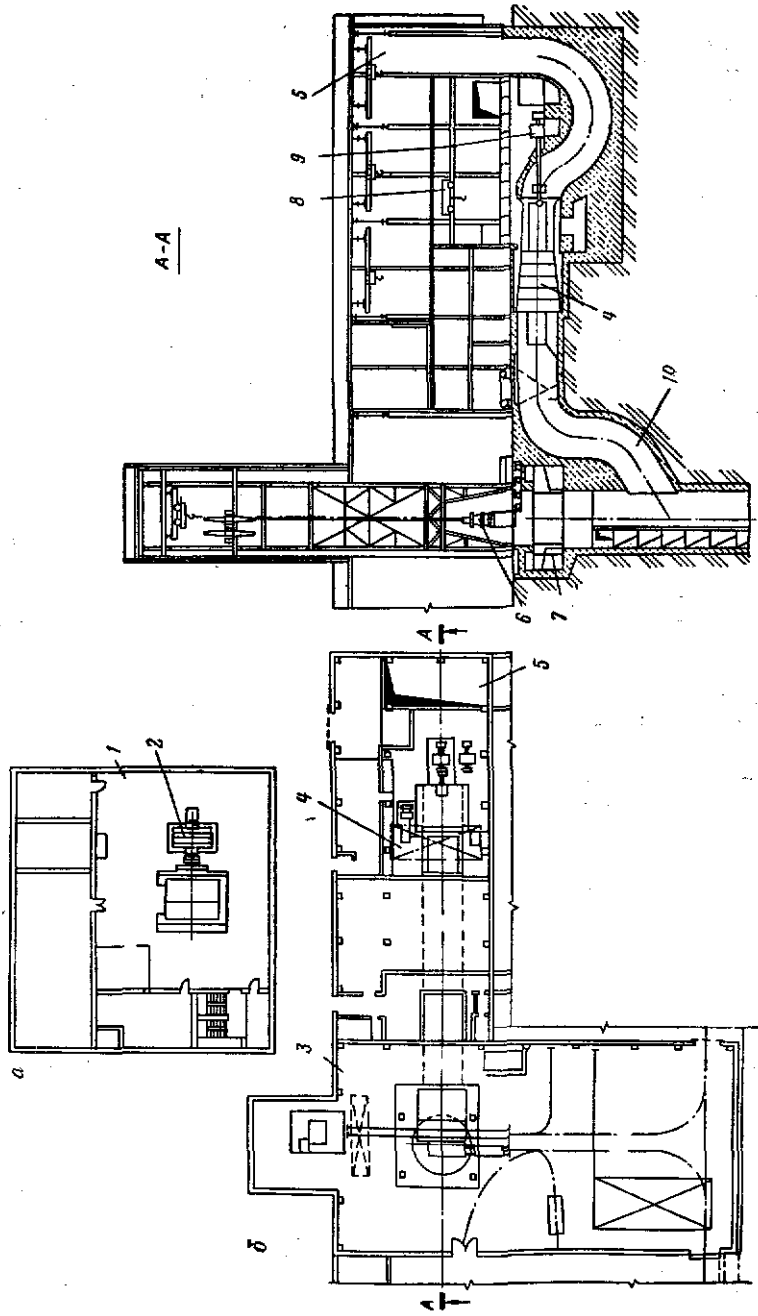


Рис. 1.21. Схемы здания подъемной машины (а) и надшахтного здания клетового ствола и вентиляционной установки (б):
 1 — здание подъемной машины; 2 — подъемная машина; 3 — герметичное надшахтное здание; 4 — вентиляционная установка; 5 — диффузор; 6 — клет; 7 — лебедь; 8 — лед; 9 — лебедь; 10 — вентиляционный канал

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

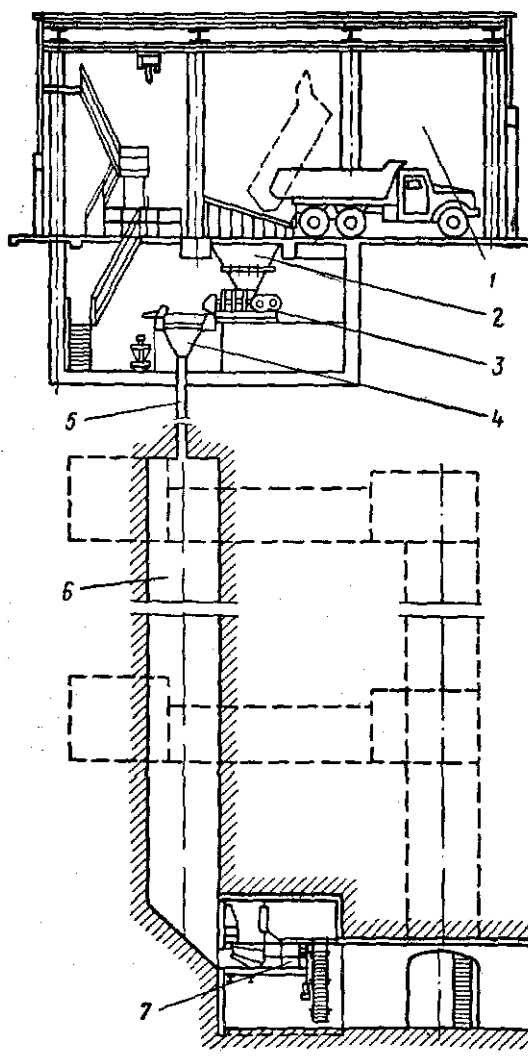


Рис. 1.22. Схема сооружения для перепуска стройматериалов в подземные выработки:

1 — пункт разгрузки; 2 — бункер; 3 — питатель; 4 — приемная воронка; 5 — скважина диаметром 300 мм; 6 — подземный бункер диаметром 2700 мм; 7 — пункт загрузки с секторным 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.

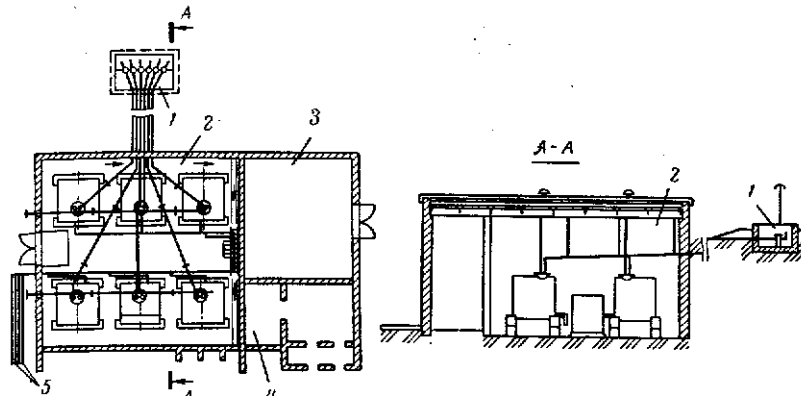


Рис. 1.23. Схема склада ГСМ у топливно-пропускной скважины:
 1 — сливной пункт; 2 — склад ГСМ; 3 — станция пожаротушения; 4 — вентиляционная камера; 5 — трубопроводы к скважине

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 заблокировано с калориферной 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-диафрагм, что упростило устройство перекрытий.

По-новому запроектирован комплекс подъема ствола шахты № 65-бис. Традиционная конструкция копров при одноканатном подъеме предусматривает устройство укосины для восприятия больших горизонтальных усилий, прилагаемых к копру на уровне подшивной 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 навески футеровочных плит в цилиндрических бункерах. Доставка обслужива-

ющего персонала на все технологические этажи 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

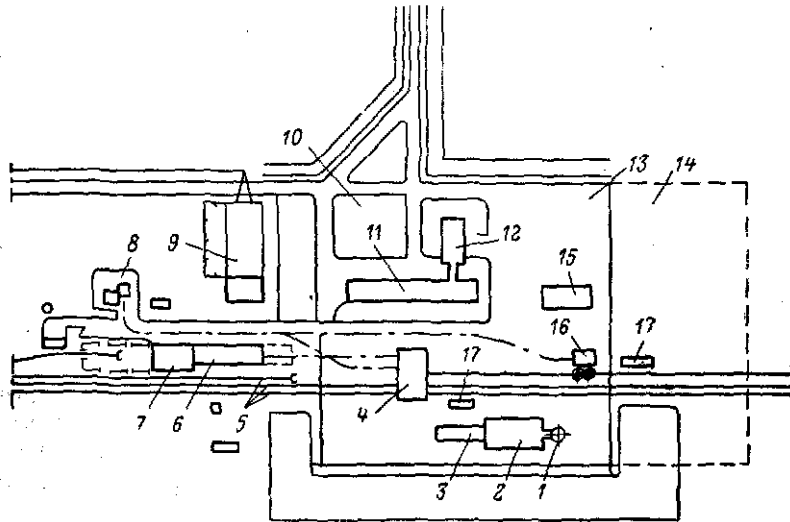


Рис. 1.24. Схема расположения сооружений на площадке шахты № 65:

1 — воздухозаборная труба; 2 — калориферная установка; 3 — надшахтное здание грузового ствола; 4 — башенный копер ствола шахты № 65; 5 — подъездные железнодорожные пути; 6 — ремонтный цех; 7 — складские помещения; 8 — станция очистки промышленных стоков; 9 — трансформаторная подстанция и распределительное устройство; 10 — зеленые насаждения; 11 — административно-бытовой комбинат; 12 — столовая; 13 — стойка машин; 14 — территория стройбазы; 15 — здание подъемных машин ствола шахты № 65-бис; 16 — копер с бункерами вспомогательного ствола шахты № 65-бис; 17 — станции 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.

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

вого и вспомогательного назначений, а также условиями транспортной (железнодорожной и автомобильной) связи и существующими транспортными коммуникациями рудничной площадки.

На основной площадке (рис. 1.25) размещены следующие соору-

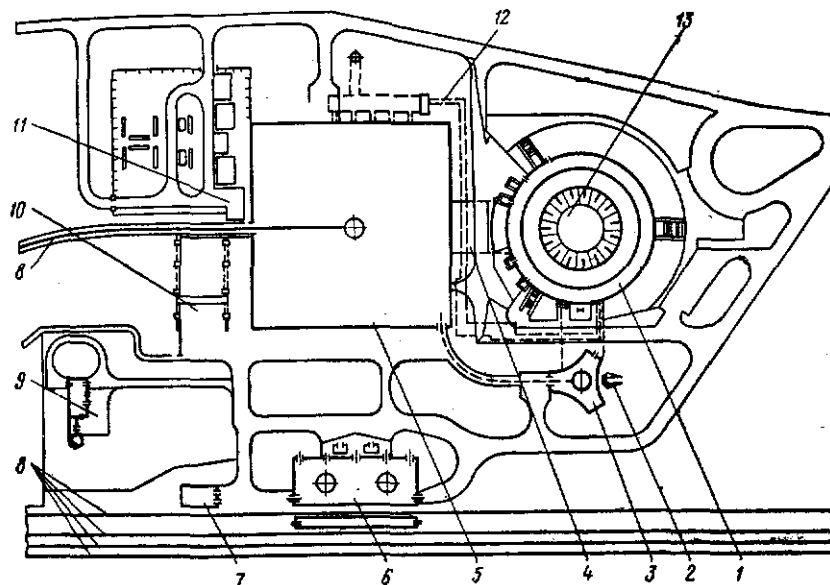


Рис. 1.25. Схема расположения производственных зданий и сооружений на промплощадке главных стволов Анненского рудника:

1 — административно-бытовой комбинат круглой формы; 2 — портал наклонного съезда; 3 — башенный копер клетового ствола; 4 — воздуховодящий канал; 5 — блок цехов с грузовым стволом; 6 — башенный копер скиповых стволов; 7 — станция обработки вагонов; 8 — железнодорожные пути; 9 — станция очистки промышленных стоков; 10 — открытая крановая эстакада; 11 — электроподстанция с распределительным устройством; 12 — канал для прокладки коммуникаций; 13 — воздухозаборная башня

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

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

Компоновка 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.

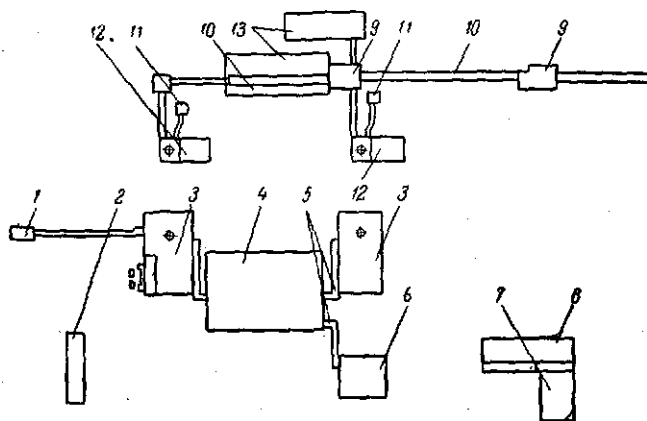


Рис. 1.26. Схема расположения промышленных сооружений на основной промплощадке рудника «Октябрьский»:

1 — галерея с вагоноопрокидывателем; 2 — гараж; 3 — надшахтные здания клетевых стволов № 1 и 2; 4 — административно-бытовой комбинат; 5 — пешеходная галерея; 6 — столовая; 7 — электроподстанция; 8 — турбокомпрессорная; 9 — перегрузочные узлы; 10 — транспортная галерея; 11 — вентиляционные установки; 12 — башенные копры к надшахтным зданиям скиповых стволов № 1 и 2; 13 — склады руды

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

К башенному копру клетевого ствола примыкает надшахтное здание, в котором размещены электроподстанция, калориферная 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 пристроена галерея с круговым опрокидывателем.

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

Для монтажа и обслуживания оборудования в копре установлен мостовой кран грузоподъемностью 50 т. В надшахтном здании, где производится смена и навеска канатов, размещены подстанция и помещение для подготовки и хранения канатов. Здесь же помещены вентиляционные установки и комплекс сооружений по перегрузке руды с конвейерными галереями, идущими к обоганительной фабрике, и два склада руды с железнодорожными путями.

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

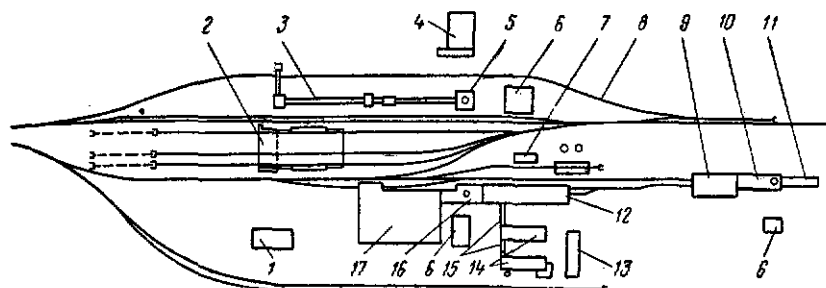


Рис. 1.27. Схема расположения производственных зданий и сооружений на вспомогательной промплощадке рудника «Октябрьский»:

1 — дробильное отделение; 2 — склад сырья; 3 — галерея и открытый склад руды; 4 — главная понизительная подстанция; 5 — копер и надшахтное здание вспомогательно-скипового ствола; 6 — здания подъемных машин; 7 — склад ГСМ с резервуарами и сливной эстакадой; 8 — рельсовый путь; 9 — ремонтно-механический цех; 10 — копер и надшахтное здание грузового ствола; 11 — caloriferная; 12 — блок цехов; 13 — столовая; 14 — здания административно-бытового комбината; 15 — пешеходная галерея; 16 — копер и надшахтное здание вспомогательно-закладочного ствола; 17 — помольно-смесительное отделение

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

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

На площадках располагаются копры и надшахтные здания вентиляционных стволов, 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 вскрывающих съездов расположен вблизи промплощадки карьера у обогатительной 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 обогатительной фабрики. Таким образом, единой площадки промсооружений на руднике нет, что вызвано спецификой расположения месторождения и наличием комбината вблизи основной промплощадки [40].

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

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

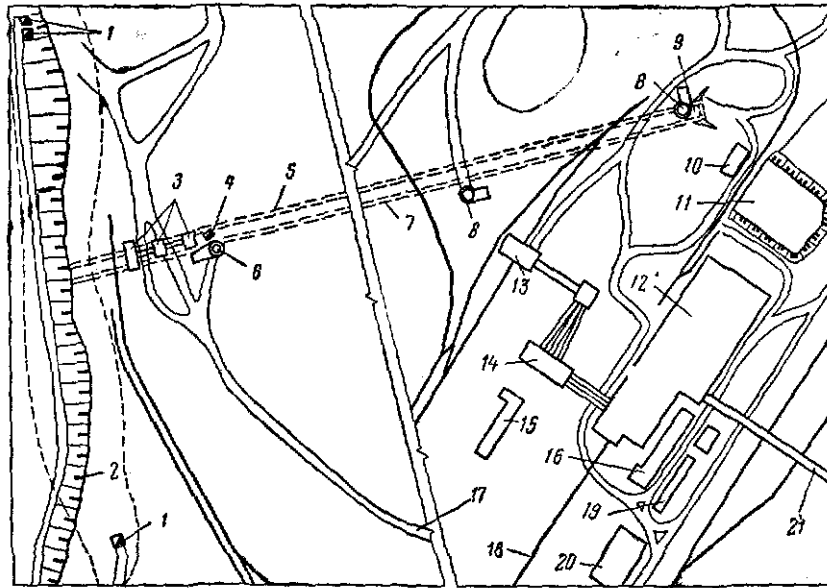


Рис. 1.28. Схема расположения основных сооружений рудника Северный:
1 — фланговые вентиляционные восстающие; 2 — борт карьера; 3 — закладочный комплекс; 4 — вентиляционно-закладочный восстающий; 5 и 7 — соответственно порожняковый и грузовой наклонные съезды; 6 — вентиляторная установка главного проветривания с вентилятором ВВД-30; 8 — вентиляторы для проветривания наклонных съездов; 9 — портал; 10 — склады руды; 11 — рудный отвал; 12 — главный корпус обогатительной фабрики; 13 и 14 — соответственно корпуса крупного и среднего дробления; 15 — компрессорная; 16 и 17 — административно-бытовой комбинат; 18 — автострада; 19 — железная дорога; 20 — здание управления комбината; 21 — ремонтно-механический цех; 21 — галерея

использованием части помещений цехов (калориферная, электроподстанция, турбокомпрессорная, склады оборудования и пропульсированных материалов) на период проходки, что позволяет сократить затраты на строительство временных сооружений;

максимально возможной блокировкой сооружений промплощадки с четко выраженным зонированием, 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, блок сооружений 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-

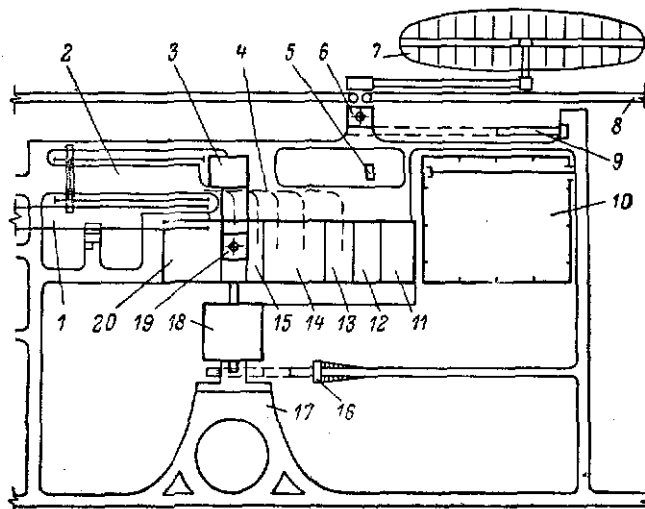


Рис. 1.29. Схема расположения производственных зданий и сооружений на основной промплощадке рудника «Шалкня»:

1 — автоматизированный склад цемента; 2 — открытая площадка склада оборудования и материалов с козловым краном; 3 — надшахтное здание блока цехов клетового ствола; 4 — подземный путь; 5 — гравляня; 6 — шахта «Скиповая»; 7 — резервный склад руды; 8 — железная дорога; 9 — транспортная галерея с породным бункером; 10 — электроподстанция; 11 — распределительные устройства; 12 — турбокомпрессорная; 13 — вспомогательные помещения; 14 — ремонтная мастерская; 15 — калориферная; 16 — портал автотранспортной выработки; 17 — автодорога; 18 — административно-бытовой комбинат; 19 — шахта «Клетовая»; 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.

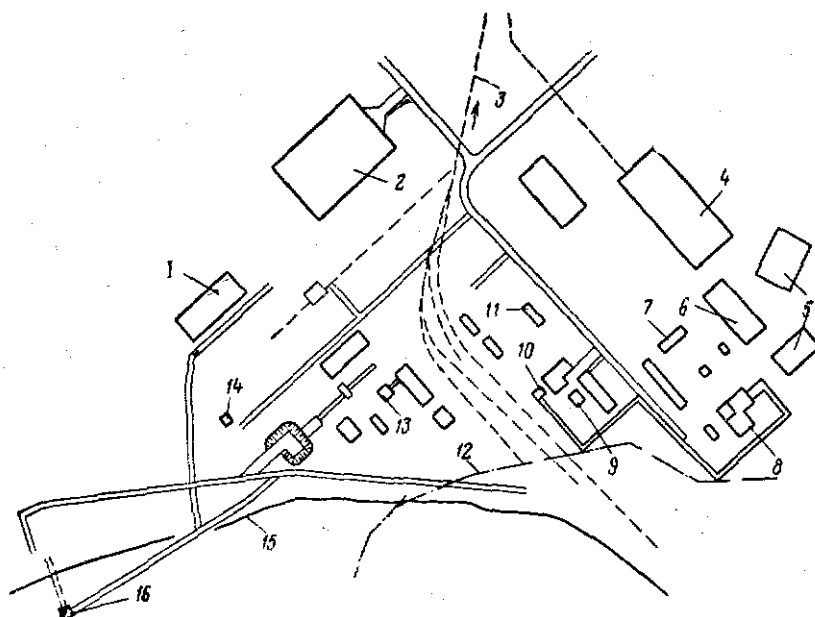


Рис. 1.30. Схема расположения производственных зданий и сооружений на промплощадке Гайского рудника:

1 — дено по ремонту самоходного оборудования; 2 — гараж; 3 — железнодорожный путь к обогатительной фабрике, ТЭЦ и РММ; 4 — склад ГСМ; 5 — электростанция; 6 — шахта «Средневентиляционная»; 7 — административно-бытовой комбинат; 8, 9 и 10 — соответственно шахты «Эксплуатационная», «Клетевая» и «Скиповая»; 11 — компрессорная; 12 — граница зоны обрушения; 13 и 14 — соответственно шахты «Закладочная» с комплексом сооружений и «Южная вентиляционная» № 2; 15 — контур карьера; 16 — наклонный съезд

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

Компоновка 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 внутривласточного транспорта — железнодорожный, автомобильный и конвейерный. Выделяются закладочный комплекс со стволом, сооружения шахт «Эксплуата-

ционная» и «Скиповая». 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	Дизелевоз Д-8 (электровоз 7КР), вагоны ВГ-4	МоАЗ-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 материалы	0,09	0,35
на текущий ремонт	0,02	0,14
на погашение горно-капитальных 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 Миргалимсайского 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^3 и комбинированным подъемом со скипом вместимостью $3,1 \text{ м}^3$ (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.

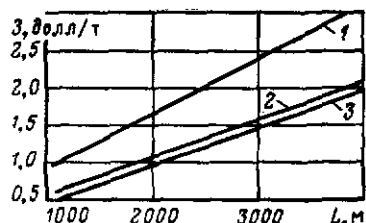


Рис. 1.31. Графики зависимости общих затрат Z от расстояния транспортирования L при использовании самоходных машин (1), рельсового транспорта (2) и ленточного конвейера (3) (при угле наклона $15,5^\circ$)

углом наклона 12° и площадью поперечного сечения $15,6 \text{ м}^2$. Применяют конвейер 2ЛУ-120 с шириной ленты 1200 мм , скоростью движения $3,15 \text{ м/с}$ и производительностью 1200 т/ч . Достоинство варианта состоит 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 $6,5 \text{ м}$ оборудован двухскиповым подъемом со скипами вместимостью $7,5 \text{ м}^3$ каждый и подъемной машиной 2Ц-5 \times 2,4.

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

Результаты сравнения вариантов вскрытия проведены 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 подъемами не имеет экономических преимуществ и может быть оправдано лишь при определенных условиях.

Технико-экономическая оценка указанных видов оборудования

II вариант — вскрытие наклонным съездом (рис. 1.32, а) протяженностью 800 м с углом наклона 4° . Используют 18 автосамосвалов МоАЗ-6401 грузоподъемностью 20 т со скоростью движения 8 км/ч .

Достоинства варианта: проходку наклонной выработки можно осуществить скоростным методом с использованием самоходного оборудования, отсутствует надобность в крупном дроблении.

III вариант — вскрытие наклонной конвейерной галереей (рис. 1.32, б) протяженностью 1000 м с

Таблица 1.6

Показатели	Вариант			
	I	II	III	IV
Глубина вскрытия, м	200	200	170	312
Объем горно-капитальных работ, м ³	65 086	170 620	56 340	54 850
Затраты на горно-капитальные работы, тыс. руб.	8364	13 260	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
Увеличение численности обслуживающего персонала в сравнении с вариантом I	—	50	25	20
Годовой 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 «Алвин» (Канада)], что подтверждается также практикой отечественных рудников, осуществивших вскрытие локальных блоков (Миргалимсайский рудник), а также при использовании троллейвозного транспорта большой грузоподъемности.

Например, неплохие расчетные показатели получены при применении дизель-троллейвоза на базе автопоезда АШ-75 конструкции НИПИгормаша для глубины 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 ³	6,3
Мощность, кВт:	
дизелей	2 × 140
генераторов	2 × 215
приводных электродвигателей колес	12 × 45
Расчетная скорость движения, км/ч	16

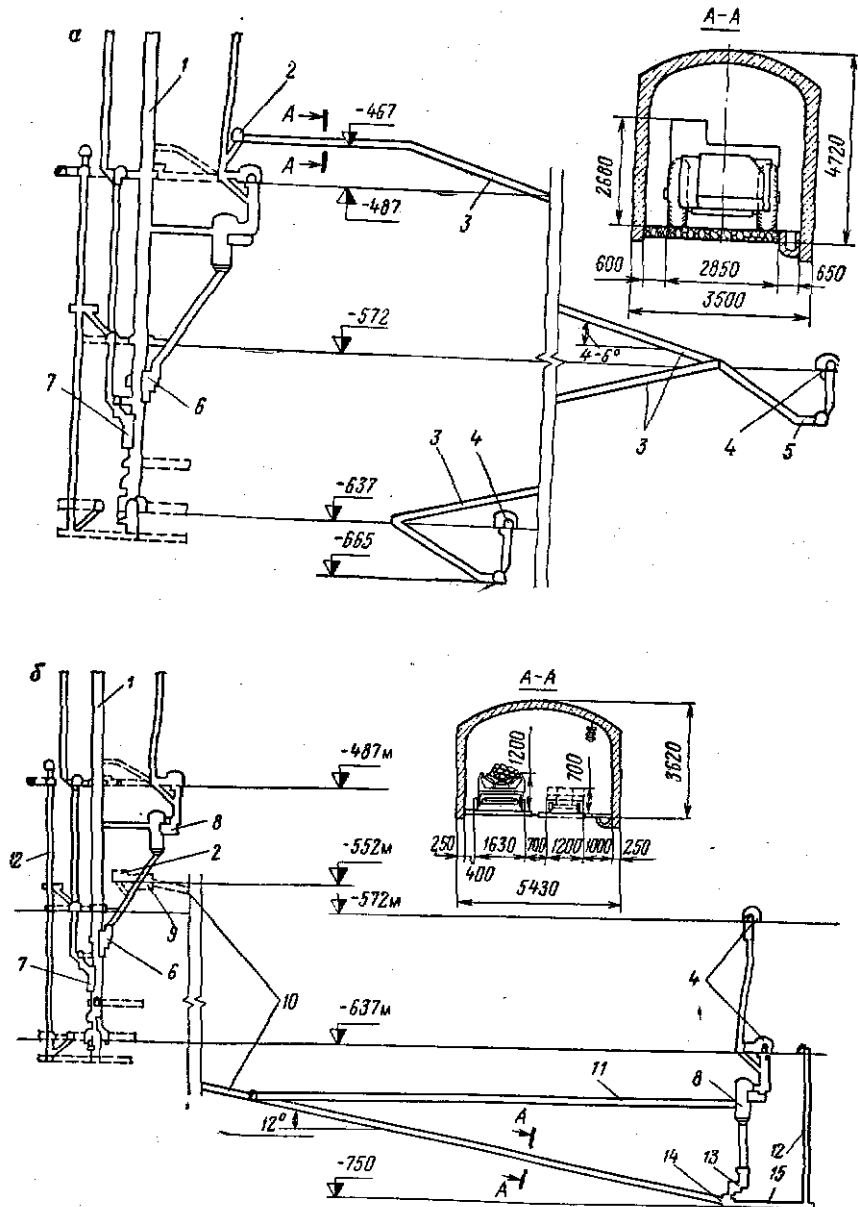


Рис. 1.32. Схемы вскрытия нижних горизонтов Миргалимсайского месторождения наклонным съездом (а) и конвейерной галереей (б):

1 — ствол шахты «Скиповая-Глубокая»; 2, 4 и 5 — соответственно камеры разгрузки руды, разгрузочные с круговым опрокидывателем и для загрузки автосамосвалов; 3 — наклонный съезд; 6 и 7 — соответственно рудная и породная дозаторные; 8 — дробилки; 9 — камера привода конвейера; 10 — конвейерная галерея; 11 — рельсовая выработка; 12 — восстающие; 13 — бункер дробленой руды; 14 — камера загрузки ленточного конвейера; 15 — насосная станция

Габариты, мм 36 000×2200×2000
 Радиус поворота, м 15
 Максимальная площадь поперечного рабочего сечения выработки, м² 12

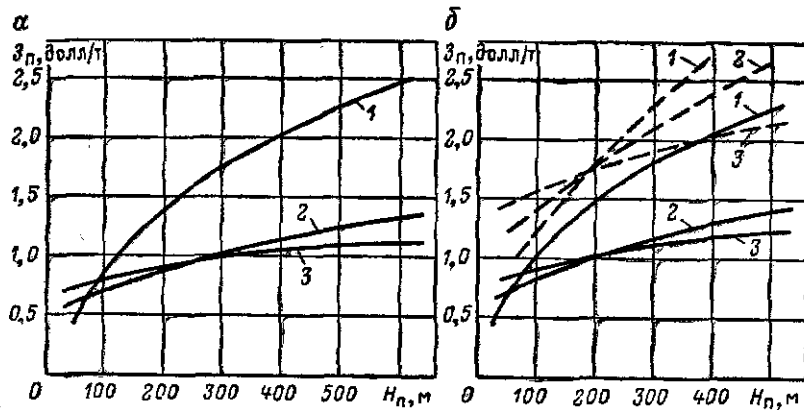


Рис. 1.33. Графики зависимости затрат Z_n от высоты подъема руды H_n при годовой производительности 500 тыс. т. (а) и 300 тыс. т (б), различных сроках службы рудника (пунктирная линия—5 лет, сплошная—20 лет) и при применении различных видов подъема:
 1 — автосамосвалами; 2 — ленточным конвейером; 3 — скиповой подъем

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

Оборудование	Скиповой подъем и рельсовый транспорт	Дизель-троллейвоз на базе АШ-75
Число:		
автопоездов	—	6
электровозов	7	—
Объем горно-капитальных работ, тыс. м ³	462	434
Капитальные затраты, млн. руб.	122	104
В том числе на оборудование	6,5	6,7
Численность рабочих, занятых при транспортировании и подъеме	103	75
Сменная 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 зависят 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 (глубиной 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 слоевая, этажно-камерная)	25
С обрушением вмещающих пород (этажного и подэтажного 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 пневмоколесном 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 подготавливают и разрабатывают панелями, ширина которых принимается от 15 до 150 м. Между ними оставляются 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 отработывают сплошным безуступным забоем (рис. 2.1), от 8 до 18 м — уступным забоем с верхней подсечкой (почвоуступная выемка), причем параметры расположения целиков остаются без изменения, но увеличивается их диаметр.

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

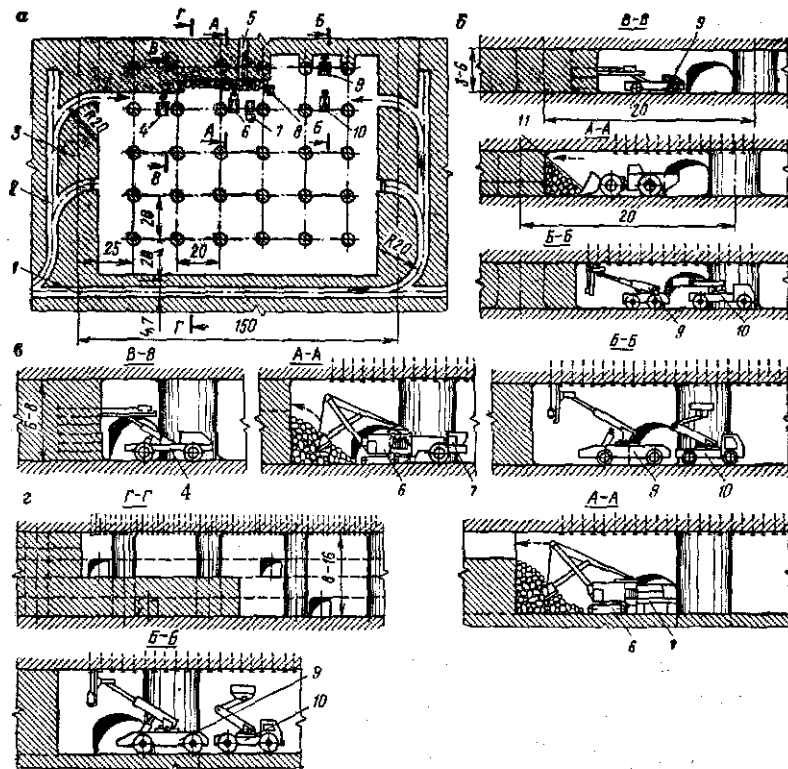


Рис. 2.1. Панельно-столбовая система разработки:

а — план панели; *б, в* и *г* — разрезы панели с комплексом оборудования при мощности залежи соответственно 3—6, 6—8 и 8—16 м; 1, 2 и 5 — соответственно транспортный, панельный и вентиляционный штреки; 3 — барьерный целик; 4 — бурильная установка; 6 — экскаватор; 7 — автосамосвал; 8 — бульдозер; 9 — установка для анкерного крепления кровли; 10 — полок для обрешетки кровли; 11 — погрузочно-доставочная машина

Основные показатели для руды с $f = 12 \div 16$ при площади забоя 80—100 м² в зависимости от типа вруба приведены ниже.

Тип вруба	Вертикально-клиновой	Четырехсекционный призматический
Коэффициент использования шпура, доли единицы	0,6—1,7(до 1)	0,9—0,95
Выход руды, м ³ /м	1,08—1,2(до 2)	1,4—1,6
Удельный расход взрывчатого вещества АС-8, кг/м ³	1,2—1,4 (до 1)	0,9—1,0

Примечание. В скобках данные при уступном забое.

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

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 МоАЗ-6401 или экскаватор ЭП-1 — МоАЗ-6401.

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

Технико-экономические показатели вариантов камерно-столбовой системы разработки на рудниках Дзержинского ГК

Вариант системы разработки . . .	Сплошная без- уступная вы- емка	Послойная почвоуступная выемка
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т ру- ды, м ³	20—27	15—25
Потери, %	16—18	22—25
Разубоживание, %	5	4
Суточная производительность па- нели, м ³	200—250	400—500
Сменная производительность тру- да рабочего забойной группы, м ³	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 «Польковице» (ПНР).

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

По мере продвижения 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 отработки пологой ($12-20^\circ$) залежи (рис. 2.3).

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

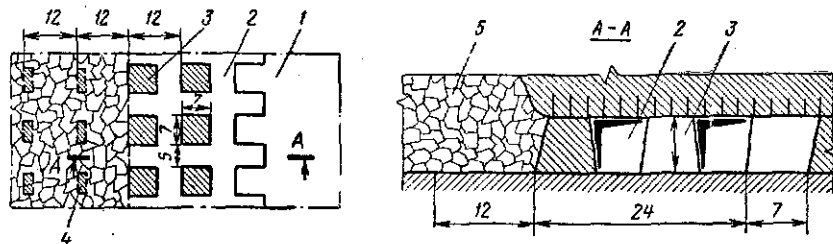


Рис. 2.2. Камерно-столбчатая система с обрушением кровли:
1 — рудный массив; 2 — камера; 3 — рудный целик; 4 — теряемая часть целика при обрушении; 5 — обрушенная кровля

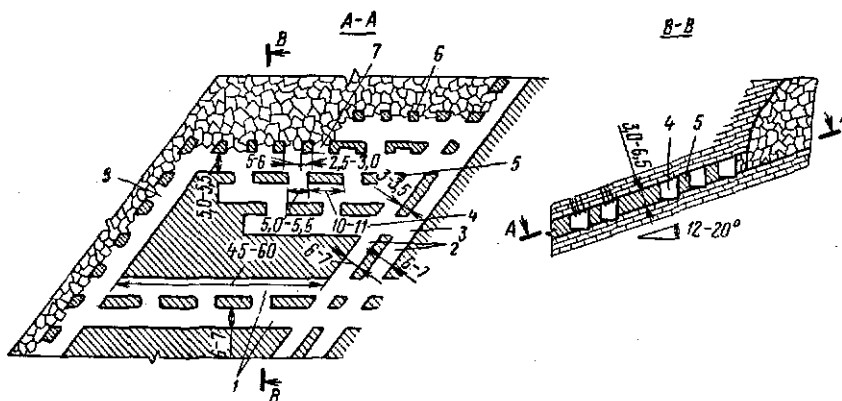


Рис. 2.3. Столбчатая система разработки с обрушением налегающих пород:
1 и 2 — соответственно спаренные транспортные и панельные штреки; 3 — вентиляционно-транспортная просечка; 4 — очистная заходка; 5 и 6 — соответственно удлиненный и уменьшенный целики; 7 — просечка; 8 — временно-непогашенный панельный штрек (для отвода загрязненного воздуха)

По мере подвигания 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 отработки 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 проходки рудовыпускного днища или применения послышной (в несколько приемов) отбойки и торцевого выпуска руды через перемещающуюся (в отступающем порядке) рудовыпускную щель 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 машин. Однако при больших углах наклона почвы камеры ориентируют по простиранию или диагонально для того, чтобы облегчить работу машин 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 вкрест 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/м³. Через 3 мес. приступают к выемке камер. Отбойку руды ведут посредством одновременного взрывания 3—5 рядов нисходящих скважин диаметром 51 мм, л. н. 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. 2.5). Вскрытую залежь разрезают на панели шириной около 200 м с направлением разработки по падению. Выемку руды осуществляют в две стадии: сначала через 15 м вкост простирания 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 %).

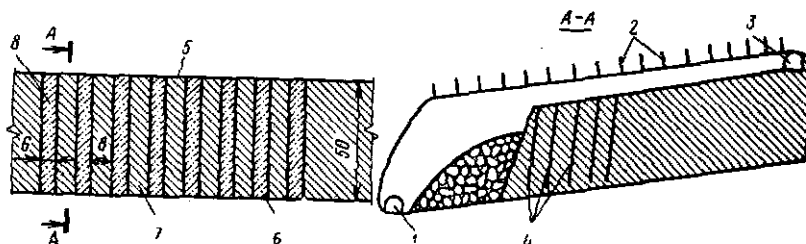


Рис. 2.4. Камерная система с двухстадийной выемкой и твердеющей закладкой: 1 и 3 — соответственно откаточный и закладочный штреки; 2 — анкерная крепь; 4 — взрывные скважины; 5 — висячий бок; 6 — лежащий бок; 7 — камера; 8 — бетонный целик

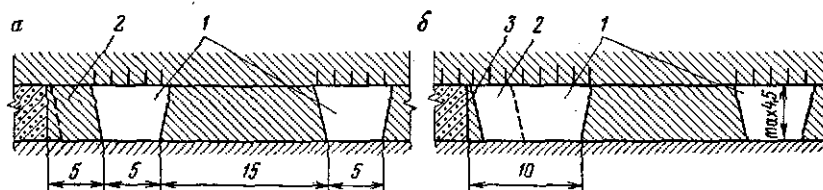


Рис. 2.5. Камерно-столбовая система разработки с двухстадийной выемкой и гидравлической закладкой: а и б — соответственно первая и вторая стадии выемки; 1 — первичные камеры; 2 — заходка; 3 — ограждающий целик

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 сдвижения [33].

Камерная система с двухстадийной выемкой и закладкой без нахождения людей в выработанном пространстве, применяемая на шахтах Джезказганского ГМК, изображена на рис. 2.6.

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

При обработке вторичных камер погрузочные 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 днище блока, а во втором — в торце буродоставочных выработок.

Параметры камерной системы с двухстадийной выемкой и закладкой

Ширина панели, м	120—150
Длина панели, м	200—250
Ширина камеры, м	15,5—16
Высота камеры, м	18—30
Площадь поперечного сечения, м ² :	
штреков	18,2
ортов	16,8
погрузочных съездов	12,2

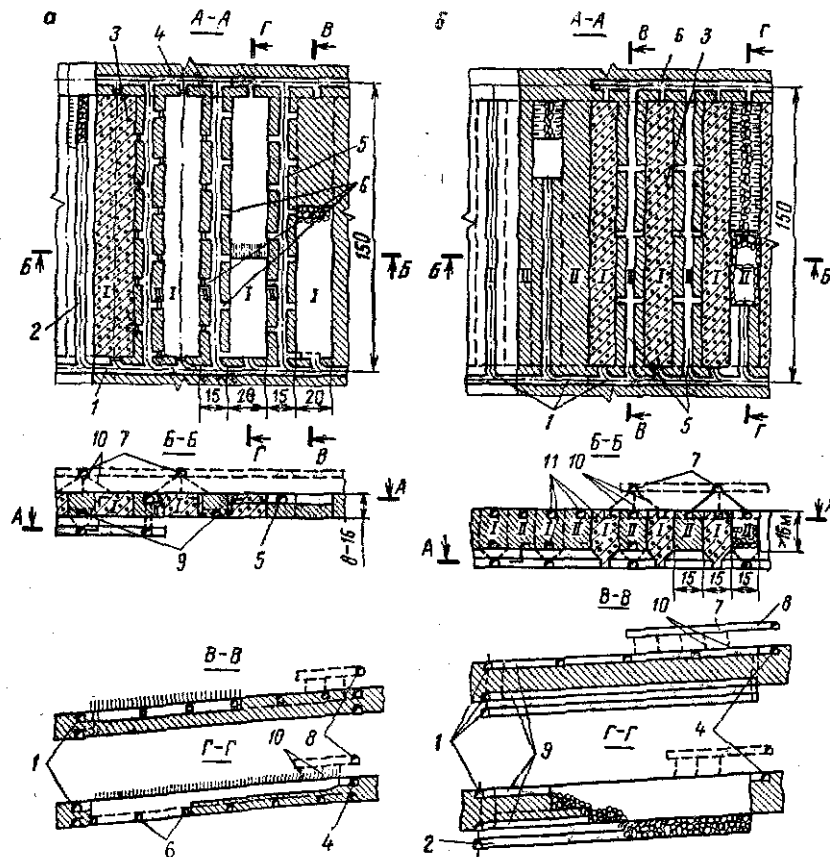


Рис. 2.6. Камерная система с двухстадийной выемкой и закладкой при мощности залежи 8—16 м (а) и более 16 м (б);

1 и II порядок выемки камер; 1 — откаточные штреки; 2 — погрузочно-доставочная выработка; 3 — твердеющая закладка; 4 и 5 — соответственно вентиляционно-закладочный штрек и орты; 6 — вентиляционные штреки и высечки; 7, 8 и 10 — соответственно закладочные орты, штреки и скважины; 9 и 11 — соответственно вентиляционно-буровые и буровые орты

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

Параметры буровзрывных работ при отбойке руды в камере при различных диаметрах скважины

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

Основные технико-экономические показатели различных вариантов системы разработки

	Боковой	Торцовый
Выпуск руды		
Объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, м ³	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 первичными камерами участках.

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 подсечек. Подсечные 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-прирезок 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. Разбуривание массива и подача закладки осуществляются через выработки верхней подсечки. Погрузочно-доставочные орты в нижней подсечке соединяют через 80—120 м транспортным штреком с рудоспуском.

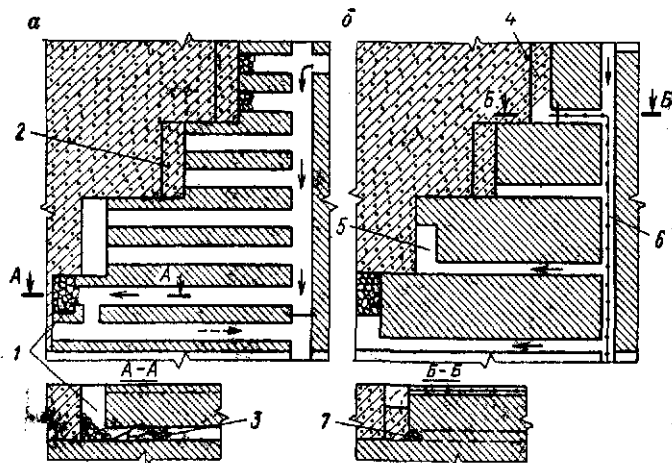


Рис. 2.7. Камерная система со сплошной выемкой руды и закладкой выработанного пространства:

a и *б* — соответственно планы погрузочно-транспортного и бурозакладочного горизонтов; *1* и *2* — соответственно камеры в стадии очистной выемки и затвердевания закладки; *3* — погрузочно-транспортный комплекс; *4* и *5* — соответственно камеры в стадии нагветания закладки и подготовки; *6* — закладочный трубопровод; *7* — перемычка из отбитой руды

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

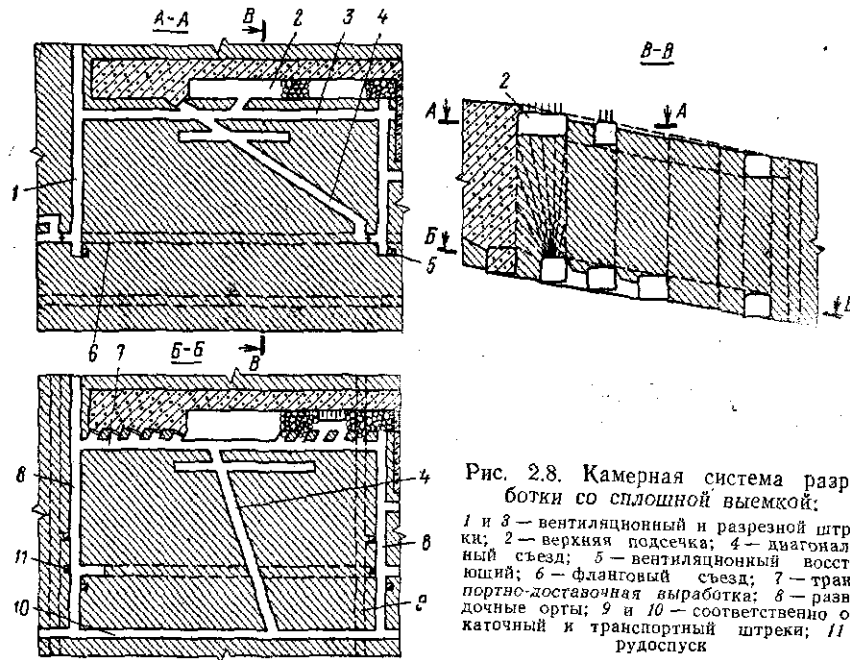
Таблица 2.1

Показатели	Камерно-столбовая с оставленным рудных целликов	Камерная с твердеющей закладкой и выемкой	
		двухстадийной	сплошной
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м ³	20—25	58—65	58—87
Потери, %	19—25	5—8,6	5—8*
Разубоживание, %	6—7	7—9	5—10
Прочность закладки, МПа	—	8	2—2,5
Расход вяжущего, кг/м ³	—	260	120
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, т	42—65	40—58	30—50

* При использовании машины с дистанционным управлением — до 2 %.

Особенность камерной системы со сплошной выемкой для наклонных залежей (рис. 2.8) заключается в том, что подготовку осуществляют диагональным съездом, пройденным под углом θ° .

Транспортно-доставочные выработки проводят в днищах камер, смежных с отработываемой 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



30 м и шириной 6—8 м. Диаметры скважин на отбойке составляют 52, 65, 80 и 105 мм, выход руды 3—5,5 м³/м, удельный расход ВВ 1,2—1,6 кг/м³.

Основные показатели системы со сплошной выемкой

Объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, м ³	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 подсечки.

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 применяют для отработки ценных руд в сложных горно-технических условиях.

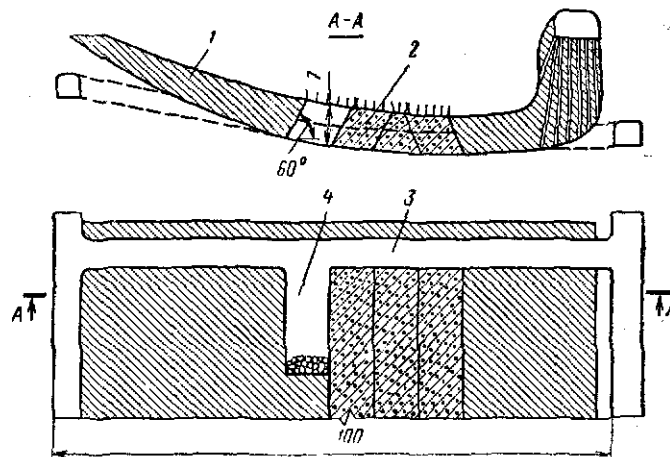


Рис. 2.9. Панельно-слоевая система разработки с гидравлической закладкой: 1 — наклонная рудная залежь; 2 — закладка; 3 — панельный штрек; 4 — очистная заходка

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

Примером однослойной выемки может служить практика рудника «Вуонос» (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 отработывают 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 «Пальковице» (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). Боковая сторона заходки со стороны 3°

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

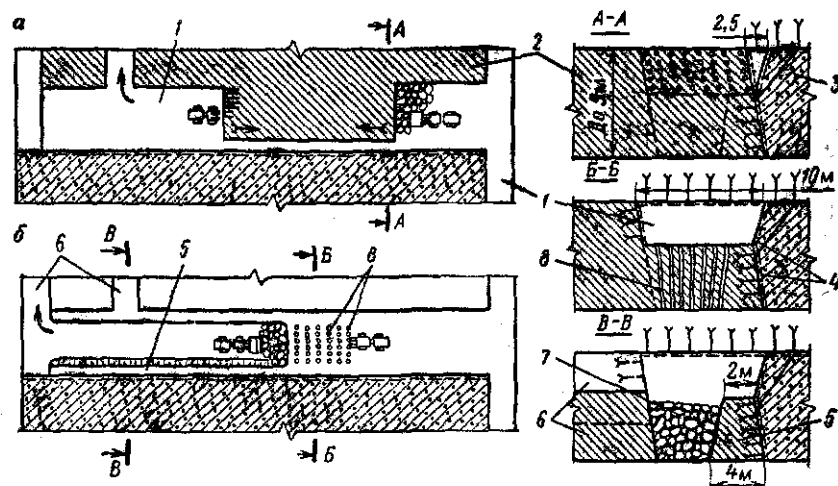


Рис. 2.10. Схема сплошной выемки заходками с закладкой выработанного пространства:

a и *б* — соответственно планы верхнего и нижнего слоев; 1 — верхняя слоевая заходка; 2 — рудная залежь; 3 — песчаная закладка; 4 — ограждающие щиты; 5 — временный ограждающий целик; 6 — заезды 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 отрабатывают с опережением (рис. 2.11), остальную часть — с восходящим порядком выемки слоев потолкоуступным 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, недозакладка 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. 2.11) 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.

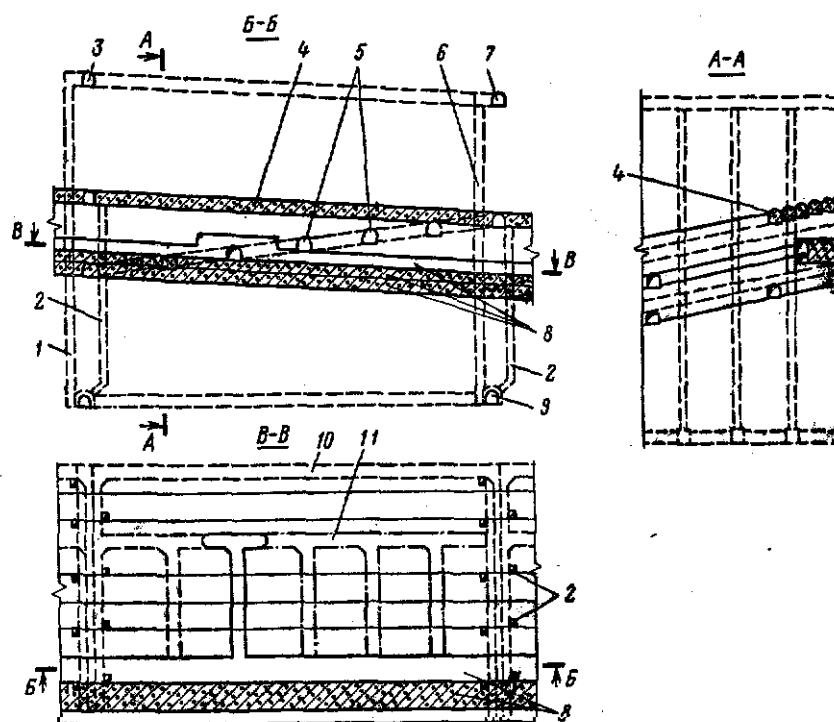


Рис. 2.11. Система разработки со сплошной слоевой выемкой руды (комбинированный порядок выемки слоев):

1 — вентиляционно-ходовой восстающий; 2 — рудоспуски; 3 — вентиляционно-закладочный квершлаг; 4 — верхний (подкровельный) слой; 5 — слоевые орты; 6 и 7 — соответственно вентиляционные восстающий и квершлаг; 8 — выемочные слои; 9 — откаточный квершлаг; 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 м³/м.

К погрузке — доставке руды приступают после набора закладкой 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.

Бурильная установка:	
«Симба 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. Опережение 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

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

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 ³	43,5—52,4	83,6—108	58,4
Годовая производительность фланга панели, тыс. т	180—220	150—200	150—200
Потери руды, %	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 выпуска, 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 заездами под рудоспуски (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 принимаются 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, применяют анкерное крепление кровли по сетке 1×1 м.

При разработке месторождений указанной ранее системой используют комплекс оборудования, состоящий из двух-трех бурильных установок СБУ-2Б, погрузочно-транспортной машины ПНБ-3Д, транспортной машины ПД-8 (МоАЗ-6401). Зарядание 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 ³	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 руды и породы, а также прочности закладочного массива. Применяют три варианта системы. При расположении камер по простиранию условия работы самоходных машин наиболее благоприятны, наклонный съезд проходят на фланге панели или внутри

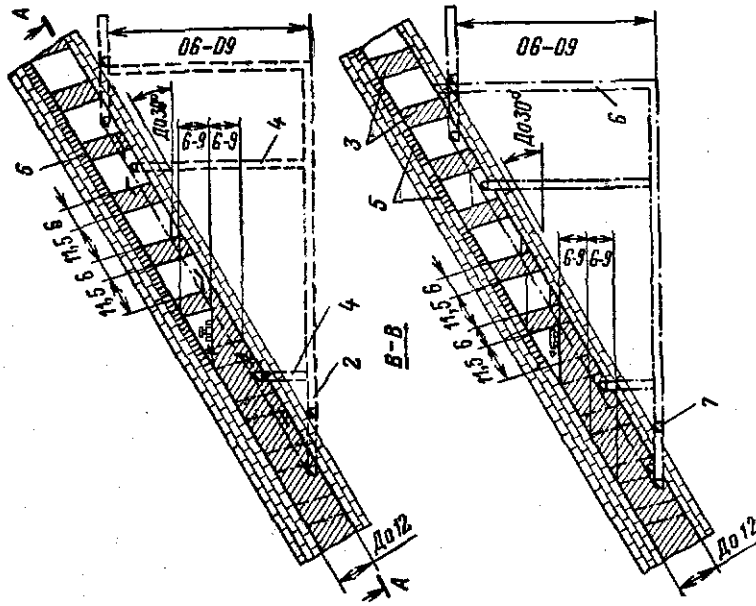
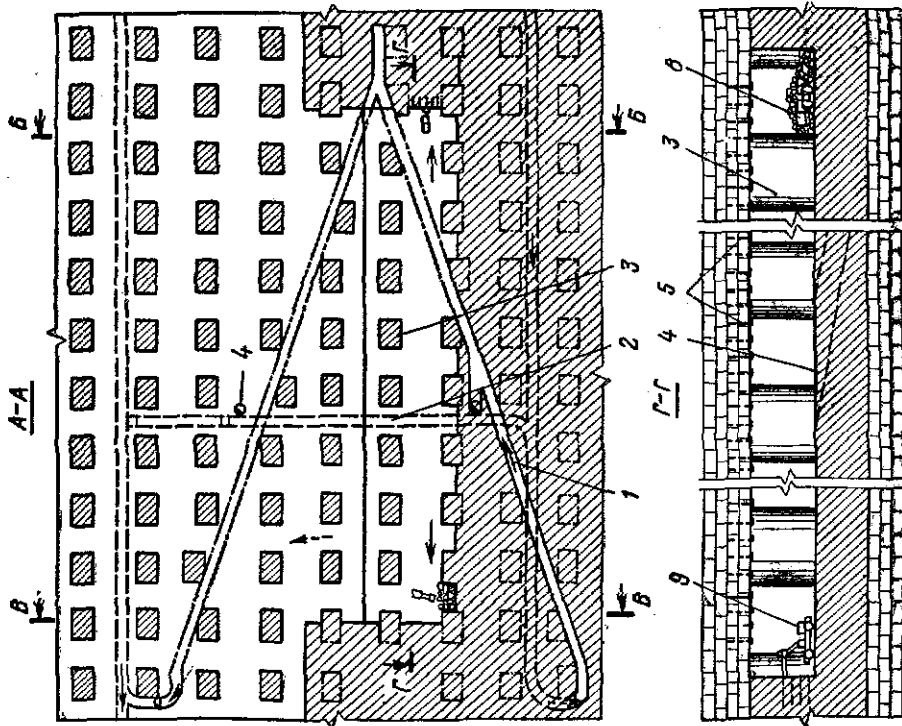


Рис. 2.12. Камерно-столбовая система с расположенным камерой по диагональному заездом в камере: 1 — наклонный съезд; 2 — орт; 3 — целик; 4 — рудоспуск; 5 — анкерная крель; 6 — вентиляционный востанок; 7 — откаточный штрек; 8 — погрузочно-доставочная машина; 9 — буровая установка



нее, для чего пробивают закладочный массив (рис. 2.15, а). При большой мощности залежи выемку руды в камере осуществляют послойно 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.

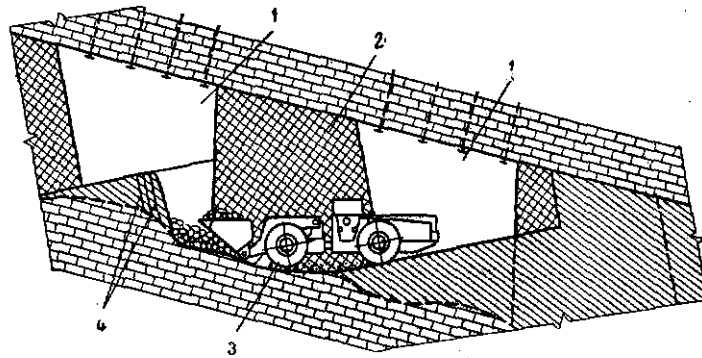


Рис. 2.13. Схема отработки дна наклонных камер и оформление целиков:
1 — камеры; 2 — целик; 3 — погрузочно-доставочная машина; 4 — буровые скважины

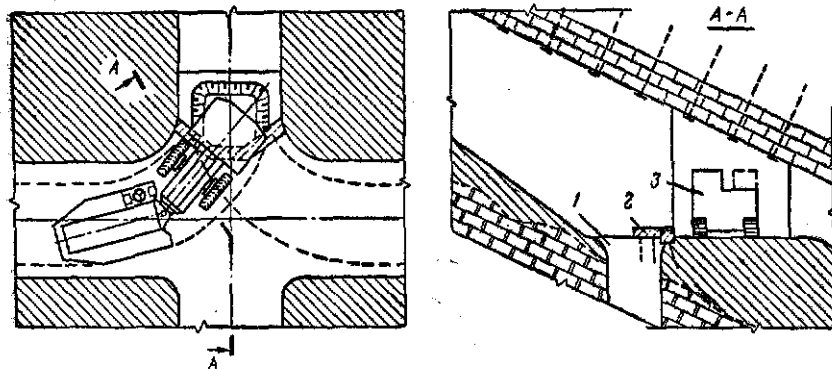


Рис. 2.14. Схема узла разгрузки в наклонной камере:
1 — рудоспуск; 2 — отбойный брус; 3 — погрузочно-доставочная машина

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

съездом. Однако условия эксплуатации самоходных машин в этом случае при отработке 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, в.

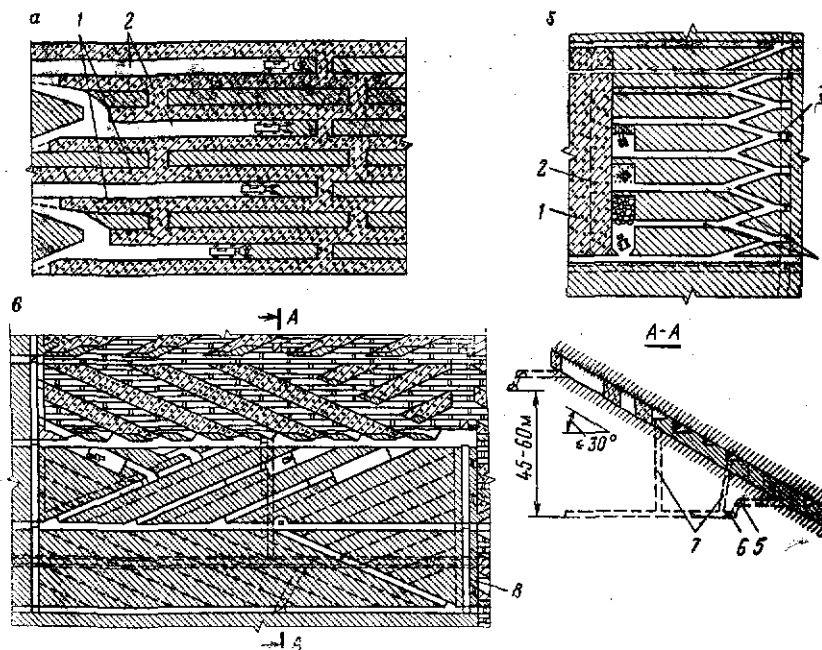


Рис. 2.15. Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства и расположением камер по простиранию (а), по падению (б) и диагонально (в):

1 — первичные заложённые камеры; 2 — вторичные смежные камеры; 3 — наклонный съезд; 4 — подэтажные штреки; 5 и 6 — соответственно полевой вентиляционный и откаточный штреки; 7 — рудоспуски; 8 — наклонный восстающий

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

К выемке вторичных камер приступают после набора прочности закладки в соседних первичных камерах и отработывают их так же, как и первичные. В последнюю очередь отработывают 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 обнажениями. Пе-

ремычки обычно наращивают послойно по мере затвердевания материала. Схема многоярусной перемычки, применяемой на СУБРе 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 днища панели блока заключается в проведении висячем боку рудного тела транспортного штрека, из которого, в свою очередь, проводят под каждую панель погрузочный заезд до пород лежащего бока.

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

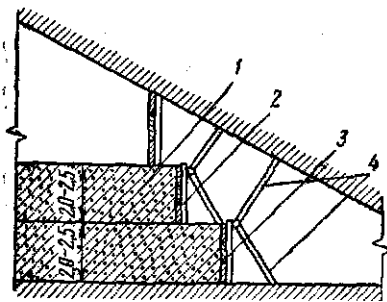


Рис. 2.16. Схема многоярусной перемычки:

1 — слой закладки; 2 — стойка; 3 — обшивка из досок; 4 — деревянные распоры

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 отрабатывают 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. н. 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 бурильной установки БСМ-IV и погрузочно-транспортной машины ПД-8. Зачистка почвы осуществляется с использованием скреперной лебедки ЛС-55, бульдозера с дистанционным управлением БПДУ-2 или гидросмывом.

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

Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м ³	30—40
Потери руды, %	16
Разубоживание, %	8—12
Годовая производительность по блоку, тыс. т	150—200
Выход руды, м ³ /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:	
на очистных работах, т	100
при проведении выработок, м ³	13—16
по системе, т	75—95

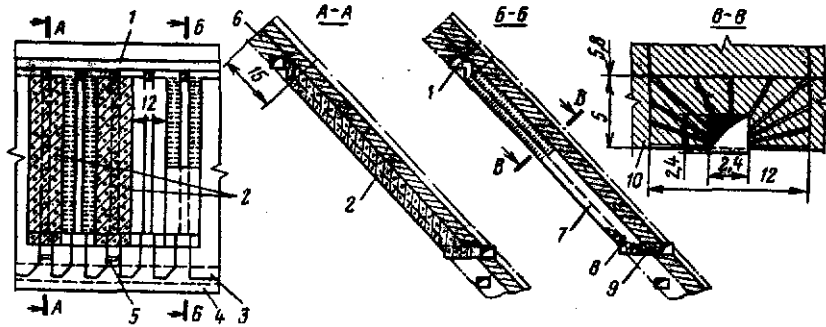


Рис. 2.17. Система разработки с доставкой руды взрывом и закладкой:
1, 3 и 4 — соответственно вентиляционный, рудный и транспортный штреки; 2 — заложечные панели; 5 — глухие перегородки; 6 — барьерный целик; 7 — буровой восстающий; 8 — отрезная щель; 9 — погрузочный заезд; 10 — основная залежь

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

Этот недостаток устраняется при отбойке руды из подэтажных штреков (рис. 2.18), однако эффект взрыводоставки в этом случае теряется и количество руды, оставшееся 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 подэтажных 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.

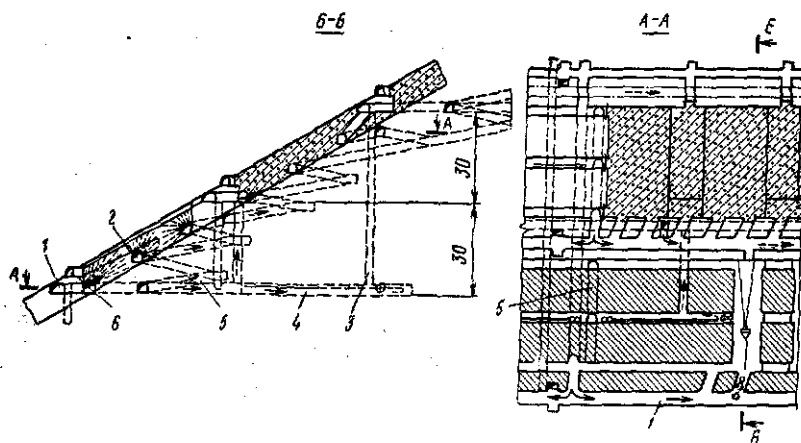


Рис. 2.18. Камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и последующей закладкой:
1 и 2 — соответственно транспортный и буровой штреки; 3 — рудоспуск; 4 — заезд к рудоспуску; 5 — наклонный съезд; 6 — скреперный штрек

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.

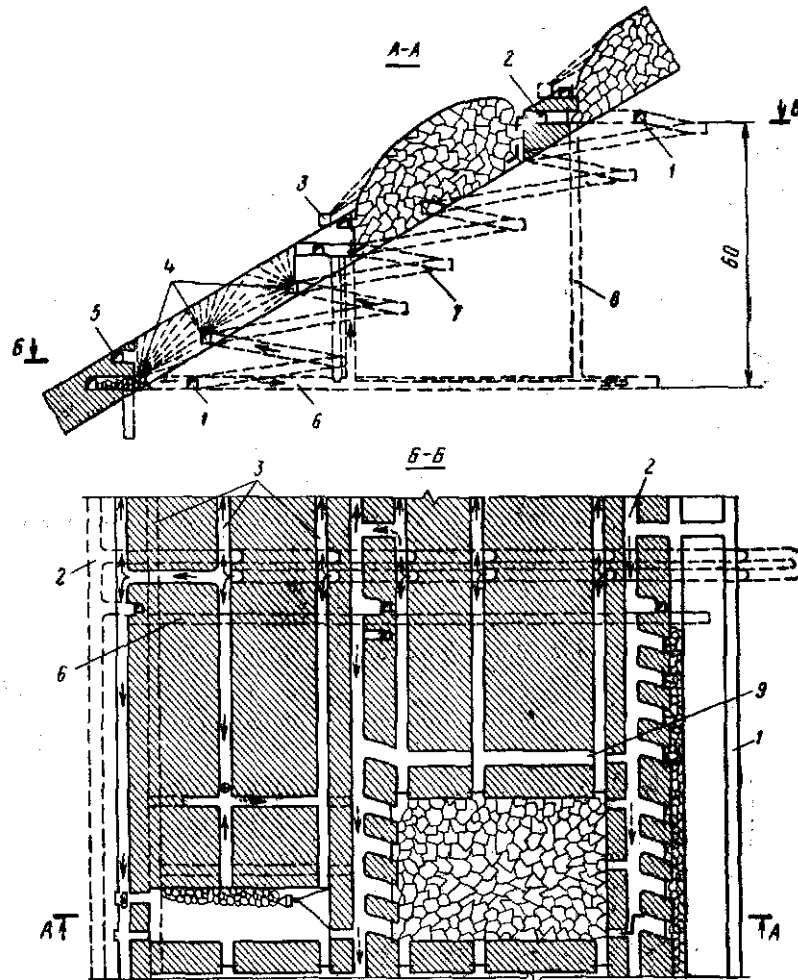


Рис. 2.19. Камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и обрушением налегающих пород:

1, 2 и 4 — соответственно откаточные, транспортные и подэтажные буровые штреки; 3 — буровые скважины для обрушения кровли; 5 — камера для размещения скреперной установки; 6 — заезд к рудоспуску; 7 — наклонный съезд; 8 — рудоспуск; 9 — отрезная щель

2.2.5. Разработка наклонных залежей, разделенных безрудными прослоями

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

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

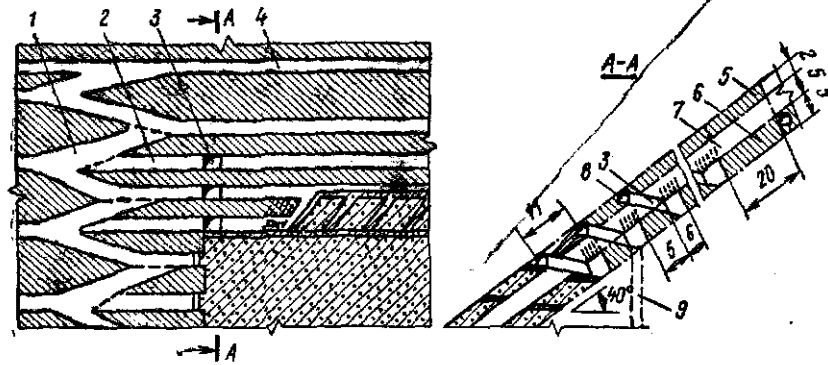


Рис. 2.20. Вариант камерной системы с выемкой руды горизонтальными слоями и подэтажной отбойкой:

1 — транспортный съезд; 2 — камера; 3 — орт-заезд; 4 — откаточная выработка; 5 и 6 — соответственно параллельная и основная залежи; 7 — безрудный прослой; 8 — буровой штрек; 9 — рудоспуск

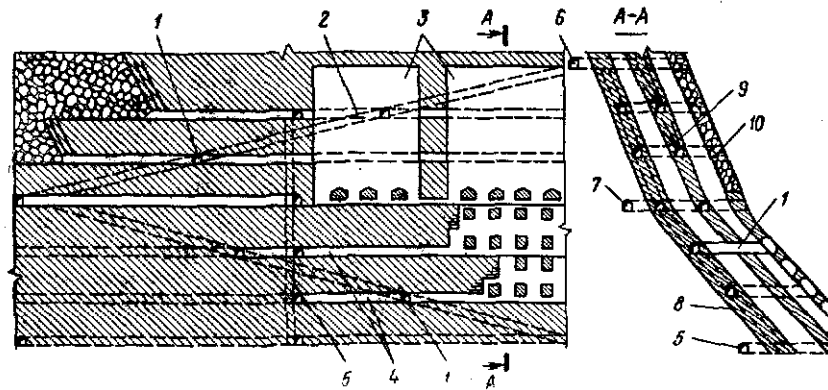


Рис. 2.21. Схема подготовки и отработки сближенных залежей из наклонного съезда:

1 — орты-заезды; 2 — наклонный съезд; 3 — отработанные участки; 4 — подэтажные штреки; 5 — рудоспуск; 6 и 7 — соответственно транспортный и безрельсовый штреки; 8, 9 и 10 — соответственно нижняя, средняя и верхняя залежи

К ней проводят орты, а по простиранию через каждые 11 м — подэтажные рудные штреки. Выработанное пространство заполняют закладкой. Вариант подготовки и отработки сближенных залежей из наклонного съезда приведен на рис. 2.21 [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

не из очистной камеры основной залежи (которая в данном случае отрабатывается в последнюю очередь), а из наклонного съезда ортами. 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 отрабатывается с опережением относительно нижней, а основная залежь отрабатывается последней, при этом наклонный съезд погашается.

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

Совершенствование систем разработки наклонных залежей связанное 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 проходки наклонных съездов и подэтажных выработок.

Нерешенной проблемой остается зачистка почвы камер, которая в настоящее время осуществляется в основном скреперными 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 рудовыпускных горизонтах, где для транспортирования руды применяют, как правило, ковшовые погрузочно-транспортные машины.

Использование самоходных бурильных машин в 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
Выпуск руды и доставка	24—30

При подготовке блоков наибольшая трудоемкость связана с проведением выработок днища 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 днища	подэтажных выработок	наклонных съездов
Этажно-камерная	40—43	50—54	4—10
Подэтажными штреками (ортами)	31—37	30—33	8—14
С подэтажным обрушением	До 16	До 66	До 12
Горизонтальными слоями с закладкой	52—54	—	42—44

На выбор параметров днищ 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 траншеи 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 такие параметры днища, как ширина погрузочных заездов, выпускной траншеи и целиков. Ширина погрузочных заездов «В» зависит от ширины машины «b» и боковых зазоров «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 B/b от 2,4 до 1,36 необходимое усиление напора для внедрения ковша увеличивается на 30—40 %, а время его заполнения — на 58 % [30]. Ширина выпускной траншеи t зависит от условий выпуска и гранулометрического состава отбитой руды, а ширина целиков ζ и u зависит от устойчивости руды и вида крепи. Отношение B к ζ не следует принимать более 0,7—0,8, однако в крепких рудах и при усиленной крепи это значение может достигать 1—1,2. Общая площадь обнажения в днище обычно не превышает 40 %.

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

$$S_b = [(B + \zeta)(B + l_m \sin \varphi + t + u)] / \sin \varphi, \quad (2.1)$$

где l_m — длина погрузочно-транспортной машины, м.

При двустороннем расположении заездов

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

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

Таблица 2.4

Показатели	Вместимость ковша ПТМ, м ³			
	1	2	3	4
Размеры машины (ширина × × длина), м	1,2×4,5	1,5×7	2×7	2,5×8,5
Минимальная площадь поперечного сечения погрузочных заездов, м ²	6—7	7—8	8—9	10—12
Расстояние, м, между: погрузочными заездами	6,5—8	7—9	8—12	10—13
доставочными ортами	9—11	12—13	12—13	14—15
Площадь блока в расчете на один погрузочный заезд, м ²	60—90	90—120	120—150	150—190

Расчетные значения площади зоны выпуска погрузочного заезда превышают установившуюся 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 выпускную выработку, м ²	Объем работ, м ³ , приходящийся на		Минимальная высота блока, м
			1 м ² площади блока	1000 т руды	
Скреперные установки	Воронки с нижней подсечкой	60—84	3,7—4,2	35—55	25
	Траншейная подсечка	40—60	2,3—2,8	—	15
Виброустановки	Боковое расположение двух дучек с торцовым подходом на платформу	90—120	3—4	32—54	30—40
	Торцовое расположение дучки с боковым подходом на платформу	100—140	2,2—3,5	22—34	—
Самоходные машины с ковшом 2—4 м ³	Траншея с погрузочными заездами	90—190	1,8—3,1	25—50	15—20

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 заезда B , а его толщина h_0 зависит от степени дробления руды, размеров и мощности ПТМ и, следовательно, от глубины внедрения ковша.

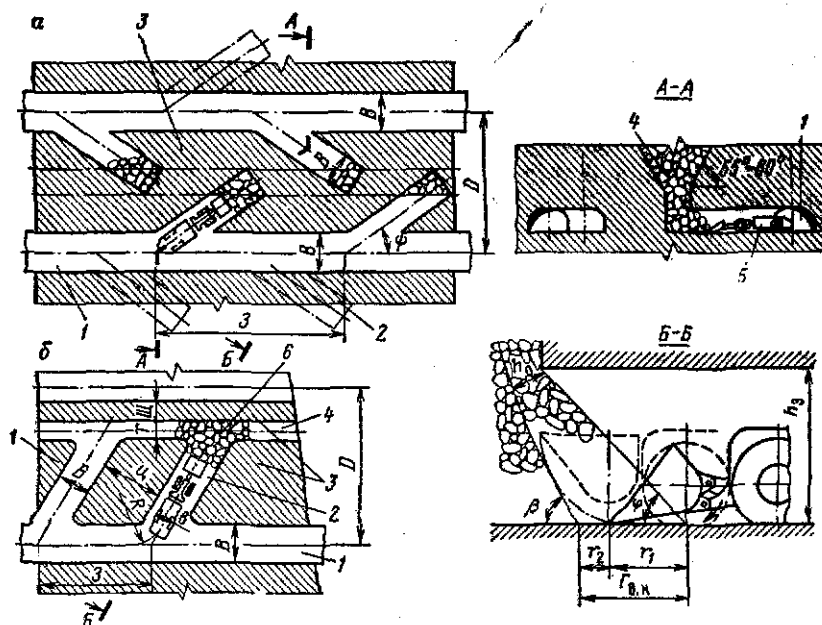


Рис. 2.22. Схемы днищ блоков с двусторонними (а) и односторонними (б) погрузочными заездами:

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

Для истечения руды без зависаний необходимо, чтобы размер выпускной щели в торце погрузочного заезда h_0 превышал не менее чем в 2—2,5 раза размер кондиционного куска руды.

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

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

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

Внедрение ковша осуществляется по сложной кинематической схеме (рис. 2.22): первоначально по почве заезда 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 заезда в сторону выпускной траншеи до 4—6° (при отсутствии обводненности), а также бетонировать и армировать рельсами почву в местах погрузки. Для улучшения условий выпуска высоту погрузочных заездов следует принимать не более 2,5—3 м, а кровлю выполнять по возможности плоской.

Таким образом, при использовании ПТМ на выпуске ковш при внедрении активно воздействует на навал руды, вследствие чего уменьшается частота зависаний, значительно возрастает интенсивность выпуска руды, появляется возможность регулирования этого процесса в пределах всего блока, в частности за счет транспортирования негабаритных кусков руды в нерабочие забои 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 массовым обрушением целиков

Этой системой отрабатывают наиболее мощные участки Алтын-Топканского месторождения (рис. 2.23). По простиранию рудное тело делится на камеры и целики. В первую очередь отрабатывают камеры, во вторую — одновременно взрывают целик и потолочину. Выпуск обрушенной руды производят через траншеи и погрузочные заезды на доставочном горизонте, по которым руда погрузочно-доставочными машинами транспортируется к рудоспуску. Погрузочные заезды располагают по простиранию рудного тела или вкрест 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 щели посредством взрывания глубоких скважин на отрезной восстающей.

Руду в камере отбивают вертикальными слоями взрыванием комплектов веерно расположенных восходящих скважин, пробуриваемых из подэтажных штреков.

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

В ослабленных местах сопряжения заездов крепят бетоном или металлическими рамами.

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

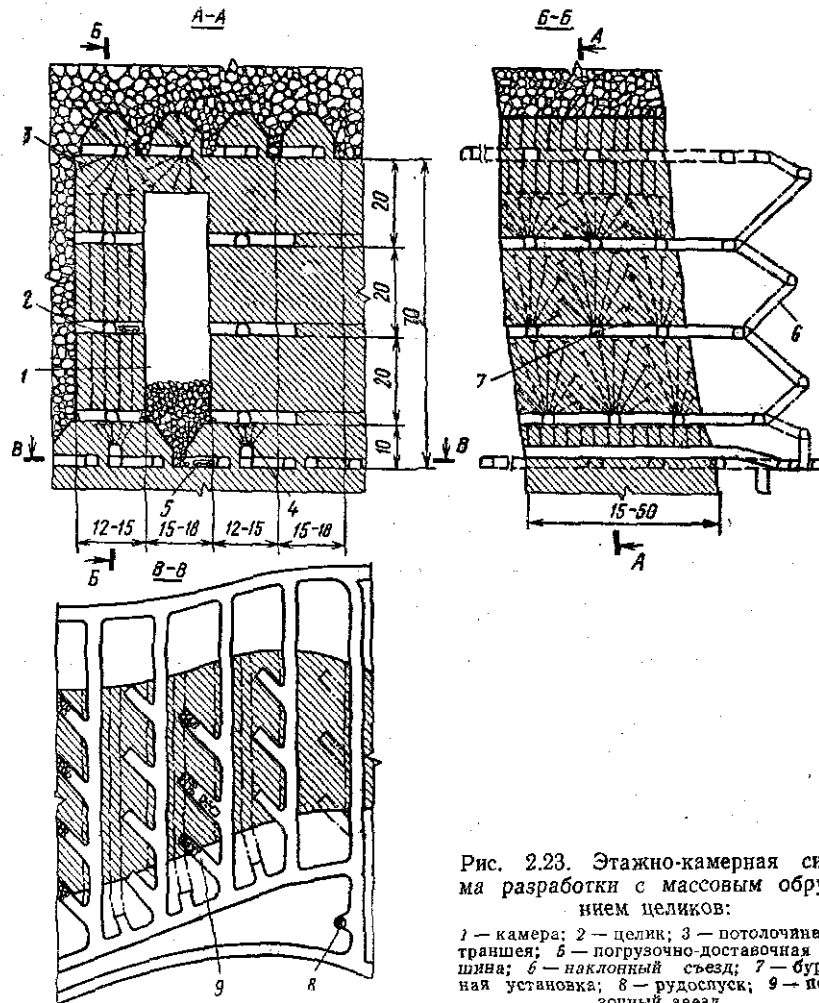


Рис. 2.23. Этажно-камерная система разработки с массовым обрушением целиков:

1 — камера; 2 — целик; 3 — потолочина; 4 — траншея; 5 — погрузочно-доставочная машина; 6 — наклонный съезд; 7 — бурильная установка; 8 — рудоспуск; 9 — погрузочный заезд

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 целиков

Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м ³	45—47
Годовая производительность по блоку, тыс. т	200

Потери руды, %	5
Разубоживание руды, %	До 43
Сменная производительность труда рабочего забойной группы:	
при выпуске и доставке, т	290—350
при проведении подготовительных выработок, м ³	8,0
по блоку, т	41

Этажно-камерную систему с обрушением вмещающих пород применяют также на руднике Центральном для отработки крутых рудных зон мощностью от 3 до 25 м, залегающих в устойчивых песчаниках. 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 нарезных работ на 1000 т руды, м ³	60—80
Потери руды, %	6
Разубоживание, %	19
Сменная производительность труда рабочего, м ³ :	
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-нарезных 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 отработке мощных крутых залежей, являются (рис. 2.24):

траншейная рудовыпускная подсечка блока с боковыми погрузочными заездами;

верхняя буровая подсечка блока;

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

бурильщиков, что способствует лучшей оснащенности, организации и обеспечивает высокую эффективность буровзрывных работ. На одном из финских рудников производительность буровой 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

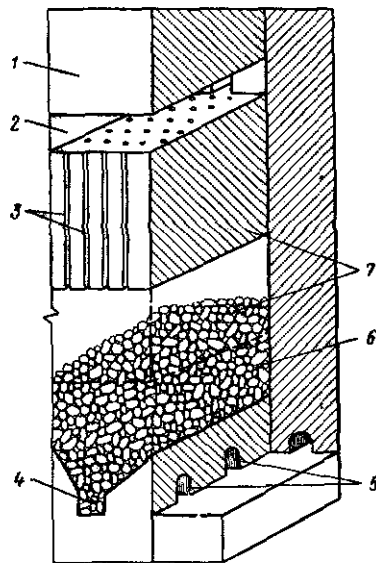


Рис. 2.24. Система ВКР — вертикальная кратерная отступающая выемка:

1 — рудный массив; 2 — верхняя буровая подсека; 3 — вертикальные скважины; 4 — рудовыпускная траншея; 5 — погрузочные заезды; 6 — замагзинированная руда; 7 — отбиваемые секции

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 щель, 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 погрузке — 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 «Пюхасалми» (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. 2.25). Веерные скважины бурят с применением самоходных бурильных машин из подэтажных штреков и

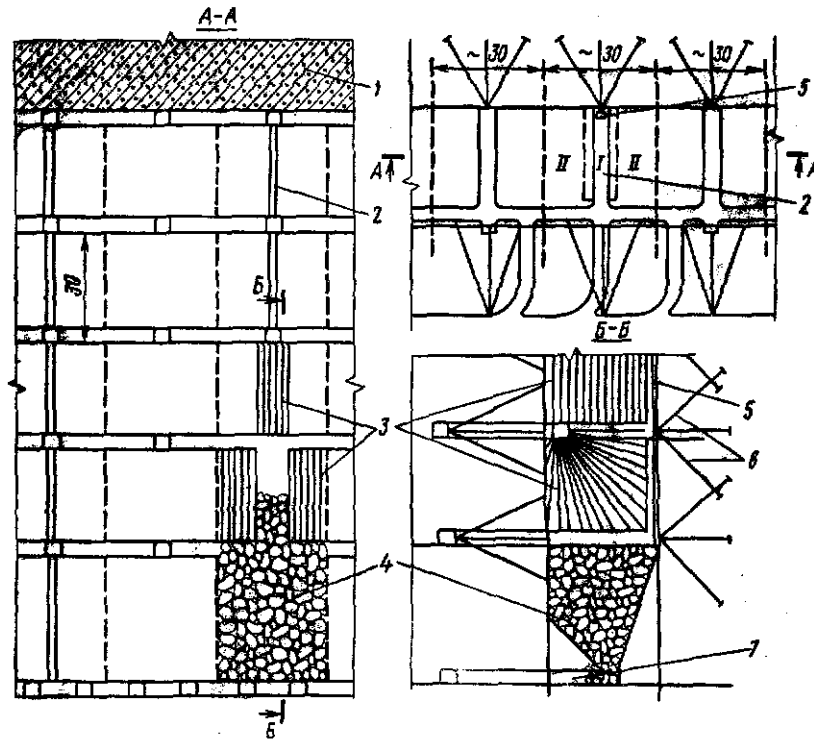


Рис. 2.25. Этажно-камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков с магазинированием руды и одновременным заполнением камеры закладкой в процессе выпуска:

1 — закладка; 2 — отрезная щель; 3 — взрывные скважины; 4 — замагазинированная руда; 5 — отрезной восстающий; 6 — скважины для укрепления пород внеячей и лежащего божов; 7 — погрузочный заезд; I, II — порядок отбойки руды в камере

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

высоту приступают к массовому выпуску руды через днище 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 пропитывают 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 отрабатывают 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 висячего и лежащего боков стальными тросами и совмещению процессов выпуска замагазинированной руды с закладкой камер.

2.3.4. Этажно-камерная система с закладкой выработанного пространства

Систему применяют для отработки мощных залежей ценных руд в относительно устойчивых вмещающих породах, допускающих обнажение на всю высоту этажа. Камеры ориентируют вкрест 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 полевыми штреками лежащего и висячего боков ортов на расстоянии 30 м, из которых под углом 40—55° в днище камер оформляют погрузочные заезды [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	Веерное
Сетка скважин, м	2,4—2,6×3	1,5×2,1	1,6×2
Сменная производительность труда рабочего при отбой- ке руды, т	140	150	150
Выход руды, т/м	9,7	3,5	3,0
Расход 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 прочности 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.

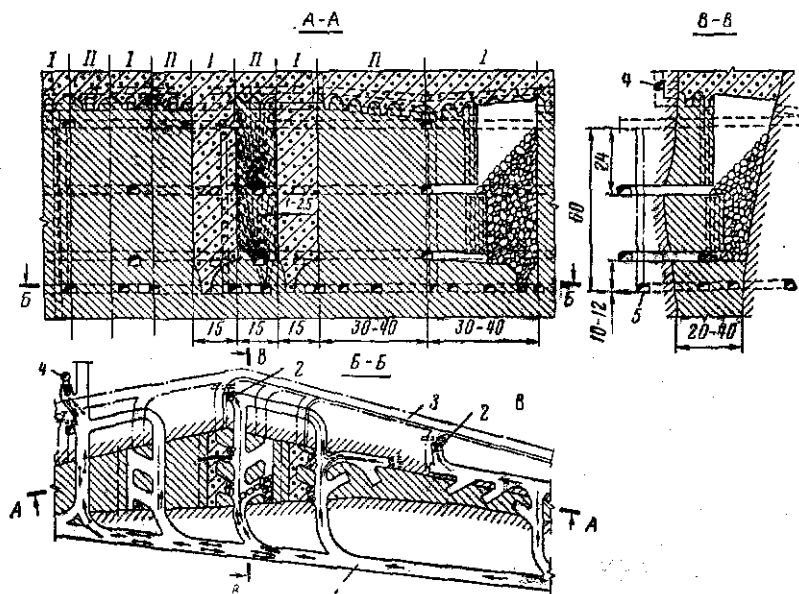


Рис. 2.26. Этажно-камерная система с закладкой выработанного пространства: 1 — доставочный штрек; 2 — вентиляционные восстающие; 3 и 5 — соответственно закладочный и вентиляционный штреки; 4 — рудоспуск

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

Бурильные установки:		
«ФЭН-Дрилл» (2)	40—50 м
НКР-100 (2—3)	15 м
Погрузочно-транспортная машина СТ-5А с ковшем 4 м ³ (1)	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 нарезных работ на 1000 т руды, м ³	34	50
Потери руды, %	3,5	2,5
Разубоживание, %	10,5	6,0*

* В первичных камерах.

Сменная производительность труда рабочего:

при проведении выработок, м ³	2,3	9,5
при бурении, т	140	140
при выпуске и доставке, т	160	250
забойной группы, т	37	65

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

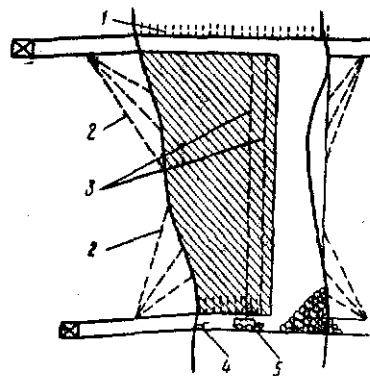
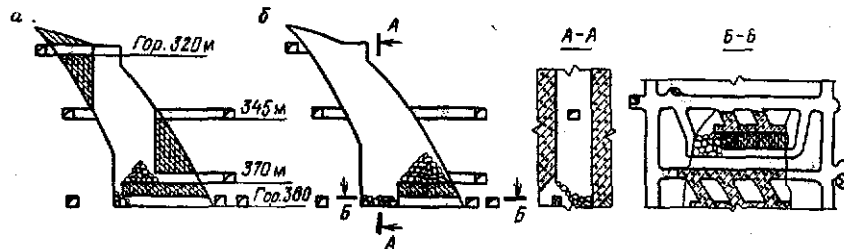


Рис. 2.27. Этажно-камерная система разработки с применением самоходного оборудования в начальной (а) и конечной стадиях (б) торцевого спуска руды

Рис. 2.28. Схема участка, при отработке которого используется погрузочно-доставочная машина с дистанционным управлением:

1 — анкерная крепь; 2 — крепь на отрезках троса; 3 — скважины; 4 — пульт управления; 5 — погрузочно-доставочная машина

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

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

Выпуск	Площадный	Торцевой
Объем горно-подготовительных и нарезных работ в днище камеры на 1 м ее длины, м ³	25,2	24

Сменная производительность труда рабочего:

при подготовительно-нарезных работах, м ³	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 торцевого 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 ПТМGS 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 щелью на всю высоту. Отбойка руды производится вертикальными скважинами диаметром 165 мм, пробуренными из верхней подсечной выработки пневмоударным способом (рис. 2.28).

Система радиуправления ПТМ основана на тех же принципах, что и системы радиуправления авиамоделями. 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 панели. Оператор подъезжает на ПТМ к камере, останавливает машину и включает дистанционное управление, затем садится за выносной пульт, расположенный недалеко от камеры и оборудованный двумя рычагами ручного и двумя педалями ножного 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, лучек), добиться 100 %-ного извлечения руды, сделало труд оператора безопасным. Опыт отработки трех камер на указанном руднике показал, что производительность ПТМ с внедрением дистанционного радиуправления не снизилась.

Средняя продолжительность одного цикла, в течение которого отбитая руда грузится с применением дистанционного управления из навала 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 м² проводилась опытная эксплуатация самоходной погрузочной машины ST-8 фирмы «Вагнер» 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 всячего и лежащего 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 всячего бока. На руднике «Каталхти» (Финляндия) этой системой (рис. 2.29) отрабатывают крутую залежь мощностью от 5 до 35 м. Вмещающие породы менее устойчивы, чем рудный массив. Залежь по простиранию

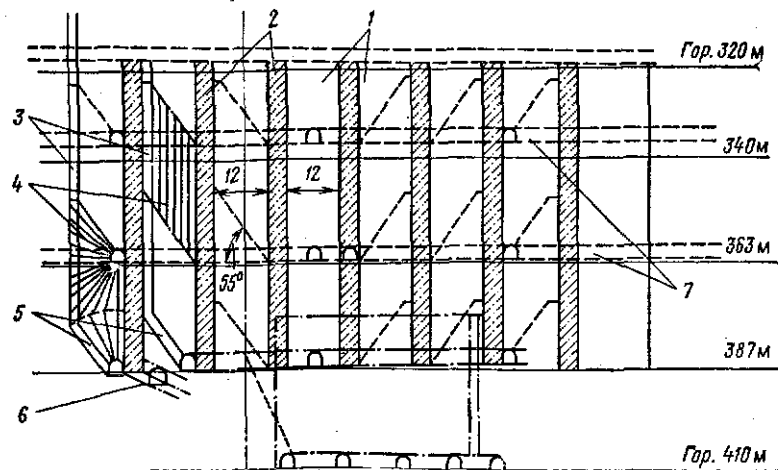


Рис. 2.29. Подэтажно-камерная система разработки с узкими бетонными целиками:

1 — очистные камеры; 2 — бетонные целики; 3 — отрезные восстающие; 4 — взрывные скважины; 5 — наклонные днища; 6 — погрузочный заезд; 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 обрабатывают 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 гидроцилиндрами 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 Тишинском 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 вкрест простирания залежи нарезают восемь камер шириной 10 м, которые обрабатывают 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 запасов в верхнем и нижнем подэтажах, осуществляемой посредством послонной отбойки руды из подэтажных штреков и торцового выпуска, обрушают междукamerные целики и потолочины с выпуском руды на основной горизонт через погрузочные заезды. Наклонный съезд для перемещения самоходных машин проходят 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

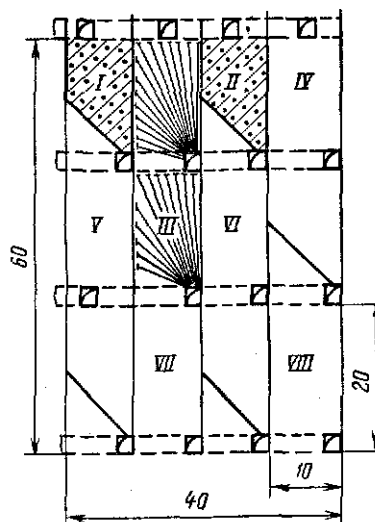


Рис. 2.30. Подэтажно-камерная система разработки с закладкой:
I, II, III, ..., VIII — порядок выемки камер

1000 т руды, возрастает до 27—45 м³. Увеличение высоты этажа до 130—200 м и расположение рудоспусков через каждые 160—200 м позволили повысить эффективность работ по сравнению с традиционной системой разработки подэтажными штреками.

Сравнительные технико-экономические показатели вариантов систем разработки [39]

Система разработки	Подэтаж- ными штре- ками (орта- ми)	Подэтажно- камерная
Объем горно-подготовительных и нарез- ных работ на 1000 т руды, м ³	47—55	50—63
Сменная производительность труда рабо- чего:		
при проведении выработок, м ³	4—5	12—14
на очистных работах, т	80—90	120—140
по блоку, м ³	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 разрядить подэтажные погру-зочные 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.

Усложняется 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 вытяну-тых 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, си-стему с магазинированием руды.

На руднике «Северный» систему подэтажных штреков приме-няют в сочетании с полевым наклонным съездом (рис. 2.32). Па-раметры системы: высота этажа 60 м, подэтажа 15 м, ширина ка-мер 1,5—30 м, длина блока 40 м. Отбойку руды производят комп-лектом веерных скважин диаметром 56—65 мм, которые бурят из подэтажных штреков. Выпуск руды осуществляют на почву погру-зочных заездов площадью поперечного сечения 11,2 м², располо-

женных через каждые 20 м по простиранию. Отработанные камеры заложены твердеющей закладкой, состоящей из песка (1180 кг/м³), цемента (165 кг/м³), молотого медно-никелевого шлака (680 кг/м³) и воды (400 л/м³), плотностью 2,4 т/м³ и прочностью 1,5—1,9 МПа.

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

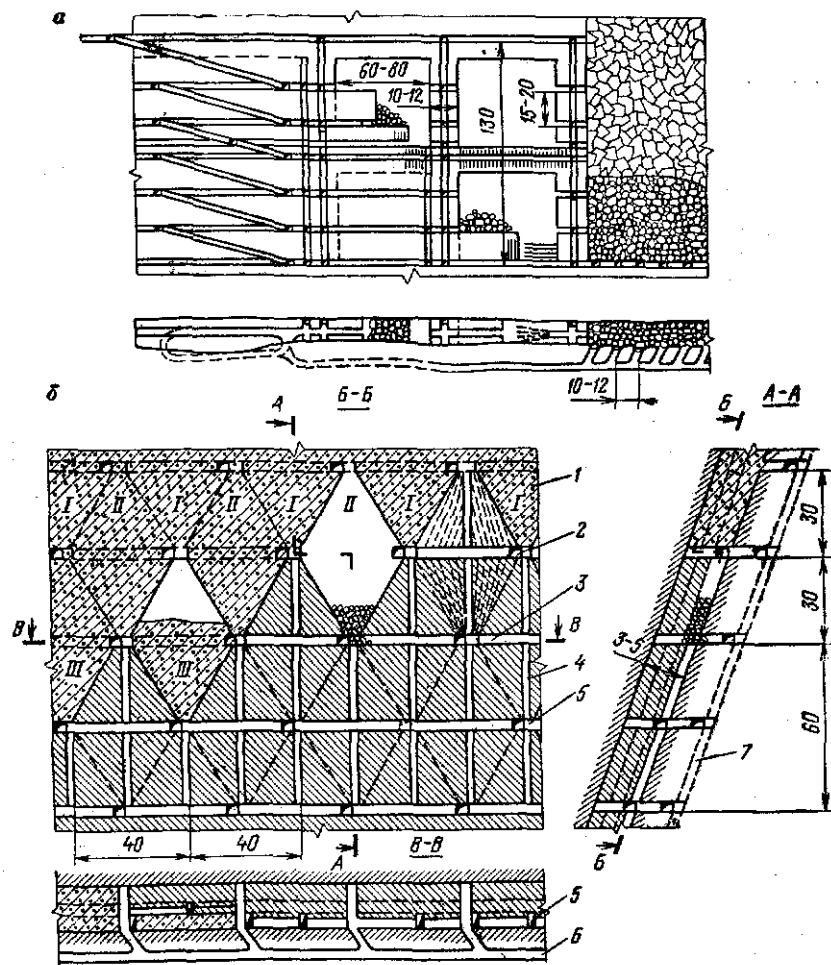


Рис. 2.31. Подэтажно-камерная система разработки залежей, вытянутых по простиранию с обрушением целиков и потолочин (а) и закладкой камер ромбовидной формы (б):

1 — закладка; 2 — погрузочный орт; 3 — рудный штрек; 4 — восстающий; 5 — подэтажный штрек; 6 — полевой штрек; 7 — наклонный съезд; I, II, III — порядок выемки камер

для зарядания ЗМБС-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 ³	55
Потери, %	4,5
Разубоживание, %	29
Сменная производительность по блоку, т	200
Сменная производительность труда рабочего, т	32

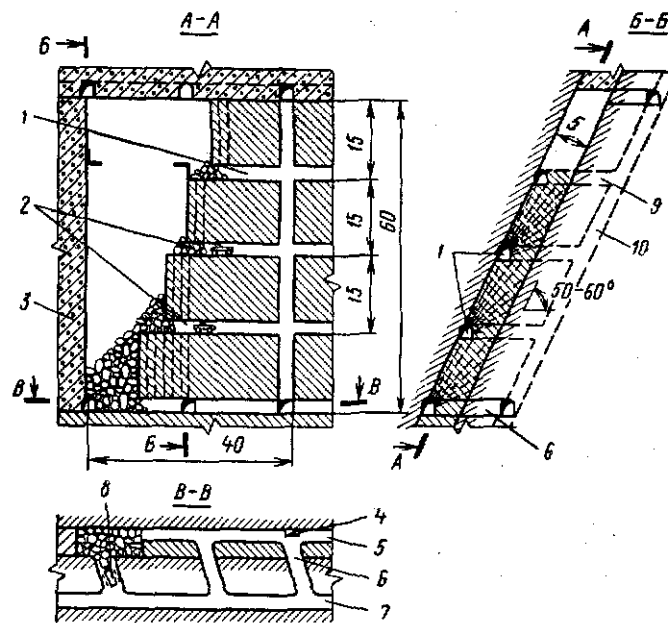


Рис. 2.32. Система разработки подэтажными штреками:

1 — подэтажный штрек; 2 — самоходные бурильные установки; 3 — твердеющая закладка; 4 — блоковый восстающий; 5 и 7 — соответственно рудный и полевой этажный штреки; 6 — погрузочный орт; 8 — погрузочно-доставочная машина; 9 — заезд на подэтаж; 10 — наклонный съезд

На Белоусовском руднике предложена схема проведения подготовительно-нарезных выработок для системы подэтажных штреков (рис. 2.33), при которой в результате проведения наклонного полевого 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 буровые штреки, располагающиеся под углом 9°. По рудному телу на уровне доставочного штрека проводится горизонтальная выработ-

ка, из которой оформляется плоское днище камер. Заезды 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.

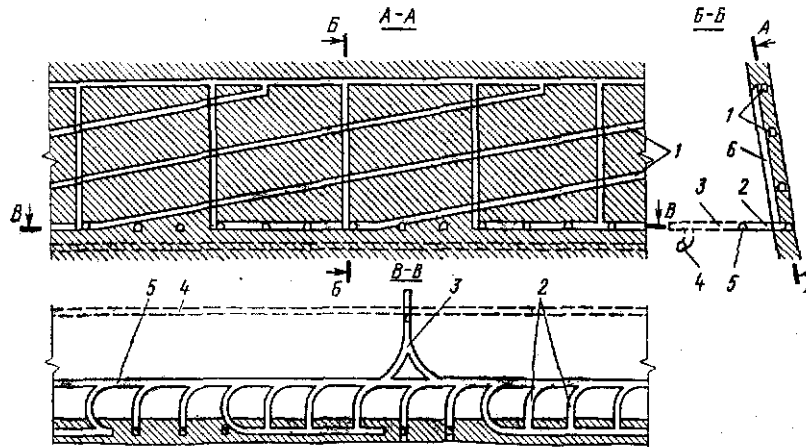


Рис. 2.33. Схема проведения подготовительно-нарезных выработок при системе подэтажных штреков:

1 — подэтажные выработки; 2 — заезды; 3 — заезд к рудоспуску; 4 — полевой откаточный штрек; 5 — доставочная выработка; 6 — блоковый восстающий

Для перепуска руды при проведении подготовительных выработок используются отрезные восстающие каждой камеры. Скважины для отбойки руды бурят следом за подготовкой подэтажа с отставанием на 60—80 м. Отбитая руда доставляется в рудоспуски 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 применением оборудования	
	переносного	самоходного
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1 м ³ блоковых запасов, м ³	0,248	0,310/0,267
В том числе по породе	0,041	0,118/0,095
Сменная производительность труда рабочей забойной группы, м ³ :		
при нарезных работах	1,98	3,8/3,8
при очистных работах	5,74	27,4/27,4
по блоку	4,23	8,0/9,6
Трудоемкость при добыче руды из блока, чел-смен/т	0,07	0,04/0,033

Примечание. В числителе приведены показатели при подготовке блока наклонной полевой выработкой, в знаменателе — рудными наклонными штреками.

4*

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

На Риддерском руднике системой подэтажных штреков обрабатывают 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

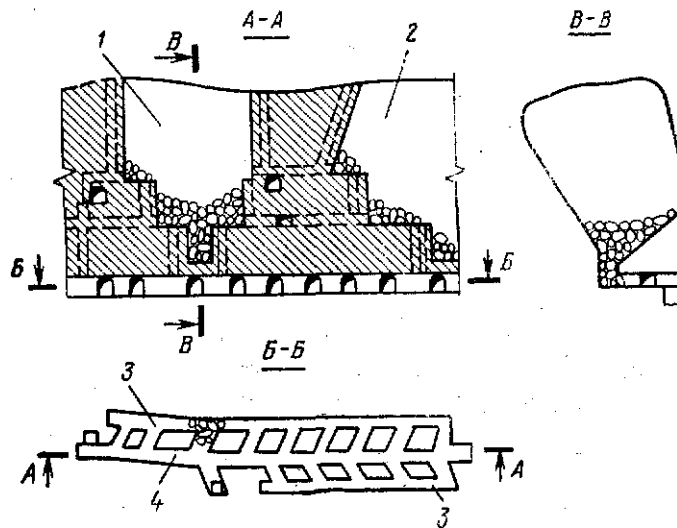


Рис. 2.34. Система разработки подэтажными штреками с доставкой руды взрывом к выпускным выработкам:

1 и 2 — соответственно отработанное пространство камеры № 1 и 2; 3 — выработка для бурения скважин, превращаемая после отбойки руды в плоское днище; 4 — доставочный штрек

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 «Каво-511» с ковшом и кузовом вместимостью соответственно 0,5 и 2,2 м³. Длина доставки 10—30 м, сменная производительность 60—270 т (в среднем 140 т).

Основные показатели вариантов системы подэтажных штреков [26]

Оборудование	Переносное	Самоходное
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м ³	35	30
Сменная производительность труда рабочего:		
при проведении выработок, м ³	2,5	5,3—6,9
при бурении, м ³	43	80
при выпуске и доставке, т	115	140
по блоку, м ³ (без закладочных работ)	12	17
Месячная производительность по камере, тыс. 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 полевого 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 ограниченное применение из-за относительно

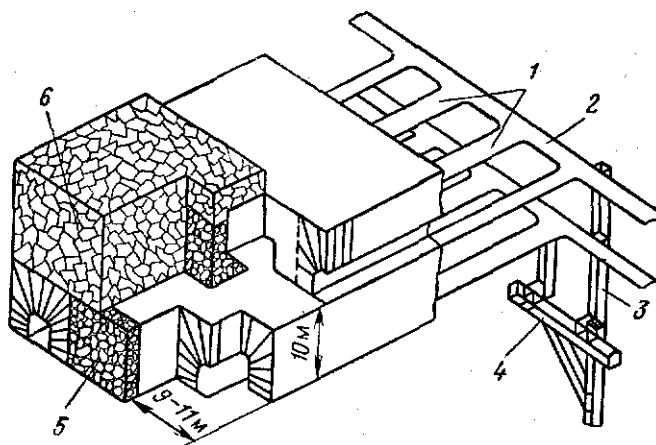


Рис. 2.35. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды: 1 — буродоставочные орты; 2 — сборочный штрек; 3 — рудоспуск; 4 — горизонт грохочения руды; 5 — слой отбитой руды; 6 — обрушенные породы

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 м³/м, выход негабарита (+400 мм) — 6—8 % (15 %). Сменная производительность ПТМ с ковшом вместимостью 2 м³—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 потолочин, разрушения целиков от сейсмического воздействия массовых взрывов, нарушения (до

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

Сравнительные технико-экономические показатели систем разработки

Система	Этажно-ка- мерная с об- рушением	С подэтаж- ным обру- шением и торцовым выпуском
Объем горно-подготовительных и нарез- ных работ на 1000 т руды, м ³	34—107	27,7
Расход ВВ, кг/м ³	2—2,7	1,8—2,0
Выход руды с 1 м скважины, м ³	2,7—4,5	1,08
Сменная производительность труда ра- бочего:		
при проведении выработок, м ³	3,5—4	5,3—8,9
при выпуске и доставке, т	50—90	132
по блоку, т	20,7	46,9

Для повышения извлечения руды расстояние между буродоставочными 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 подэтажа 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 подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды [37].

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

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

Подэтажи обрабатывают с торцовым выпуском руды с опережением верхнего подэтажа по отношению к нижнему на 20 м и более.

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

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

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

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

Технико-экономические показатели системы

Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м ³	40—50
Годовая 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 ³	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 подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Для ликвидации этого недостатка применяют систему подэтажного 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 подэтажным обрушением	открытыми камерами с твердеющей закладкой выработанного пространства	с подэтажным обрушением и искусственной кровлей
Эксплуатационные 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 ³	32,0	36,0	48,4
Годовая 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 закладочный комплекс)	54,1
Приведенные затраты на 1 т металла в руде, руб.	66,1	83,0	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-

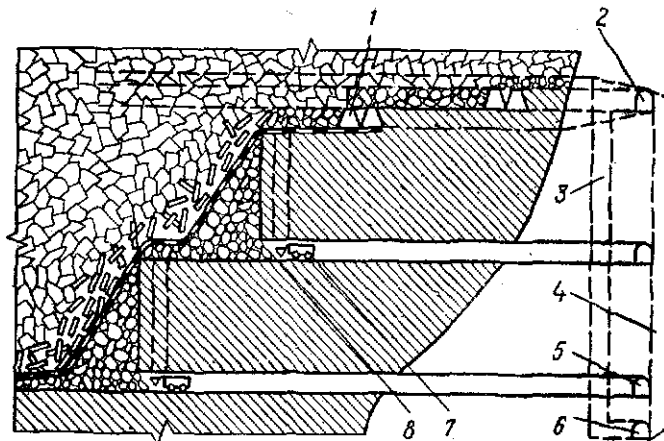


Рис. 2.36. Система разработки с подэтажным обрушением и искусственной подвижной кровлей (гибким перекрытием):

1 — очистной забой при системе со слоевой выемкой; 2 — вентиляционный штрек; 3 — вентиляционно-ходовой восстающий; 4 — рудоспуск; 5 — подэтажная выработка; 6 — штрек погрузки; 7 — погрузочно-доставочная машина; 8 — очистной забой при подэтажной системе разработки

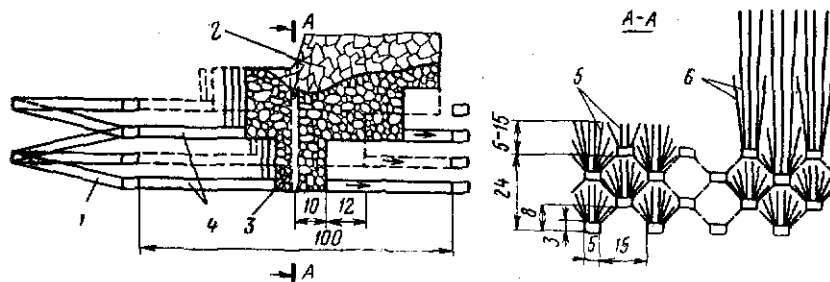


Рис. 2.37. Система подэтажного (блочного) обрушения:

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

ных ортах. Параметры системы выбраны так, что в целиках на каждом подэтаже остается 60—75 % горной массы (при традиционном варианте 25—35 %), но сгущенная сеть 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 вытянутых по простиранию залежей малой и средней (от 3 до 12 м) мощности с относительно высоким содержанием металла в руде.

На рудниках фирмы «Болиден» (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, использовалась 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 бурильных установок. В качестве закладки, в которой выкреплялись из листовой стали рудоспуски и ходовые восстающие, 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 восстающих во вмещающих породах. При бурении используют высокопроизводительные электрогидравлические бурильные 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 отрабатываемого слоя 7 м. Потери руды не превышают 10%, разубоживание — 5% (при системе подэтажных штреков в этих условиях потери и разубоживание равны 20%).

Наряду с восходящей слоевой выемкой применяют и нисходящую. Например, на руднике «Гарпенберг» выемку выветренной мягкой полиметаллической руды производят нисходящими слоями размером 4 × 5 м. Съезд и рудоспуски расположены в лежащем боку. После отработки слоя 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 разрабатывающем месторождение системой с выемкой горизонтальными слоя-

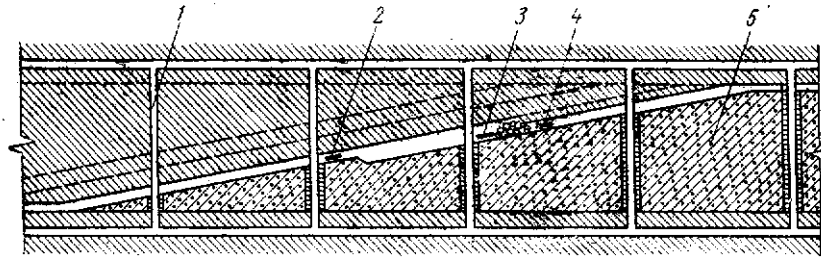


Рис. 2.38. Схема отработки блоков наклонными слоями с закладкой:
1 — блок; 2 и 3 — машины для погрузки и доставки соответственно закладки и руды; 4 — буровая установка; 5 — закладка

ми и сухой закладкой, применили вариант этой системы с выемкой наклонными слоями (рис. 2.38). Подготовка и нарезка блоков осуществляются подсечной выработкой по руде (на 6—7 м выше откаточного штрека) и восстающими через каждые 60 м по простиранию. Для транспортирования руды, породы и вентиляции проводят околорудный полевой штрек с заездами через каждые 30 м и квершлагги через 120 м к рудоспускам 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 рудоспуски, 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	
	переносного	самоходного
Объем горно-подготовительных и нарезных работ на 1 м ³ блоковых запасов, м ³	0,132	0,14/0,093
В том числе по породе	—	0,072/0,046
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, м ³ :		
при нарезных 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 числителе приведены показатели при подготовке блока полевым наклонным съездом.

Заходки размерами 4×4 м располагают вкрест простирания (рис. 2.39), оставляя между ними целик шириной 8 м, нижний слой заходок смещают на половину ширины верхних. Смежные заходки обрабатывают при прочности закладки не менее 0,7—1 МПа,

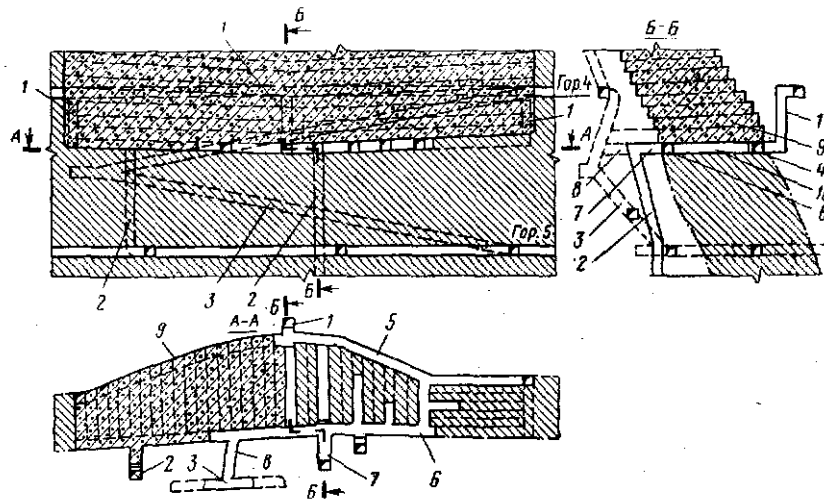


Рис. 2.39. Схема обработки блока горизонтальными слоями с нисходящей выемкой, закладкой и применением дизельного самоходного оборудования:
 1 — закладочно-вентиляционные восстающие; 2 — рудоспуски; 3 — транспортный съезд; 4 — перемычка; 5 и 6 — соответственно закладочно-вентиляционный и транспортный штреки;
 7 — разгрузочный орт; 8 — слоевой заезд; 9 — закладка; 10 — очистная заходка.

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^3 закладочной смеси следующий: 1065 кг пемзового песка, 185 кг цемента М 300, 425 л воды. Для предотвращения отслоений закладки в кровле заходки крепят рамами через 1,5—2 м.

При обустройстве забоев верхние шпурсы 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^3	29,1
Годовое понижение горных работ, м	8,5
Потери, %	2,3
Разубоживание, %	8,0
Расход материалов на 1 м^3 руды:	
ВВ, кг	0,92
крепежного леса, м^3	0,05
Сменная производительность труда рабочего забойной группы, м^3	8,7
Сменная производительность погрузочно-доставочных самоходных машин, т	207

Система совершенствуется в направлении изыскания более дешевых вяжущих и быстротвердевающих 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 грузолоудской восстающий размещен в центре панели, а слоевые заходки ориентированы в основном по простиранию залежи. Порядок выемки заходов 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 заходов 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 заходов;

механизация работ, связанных с изоляцией заходов, 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 доставочного горизонта.

4. Поддержание выработанного пространства бетонными ленточными целиками вместо рудных изолированных.

5. Использование твердеющих закладочных материалов с применением гидротранспорта; замена щебеночного или гравийного заполнителя «хвостами» обогащения, а дорогостоящего вяжущего (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-

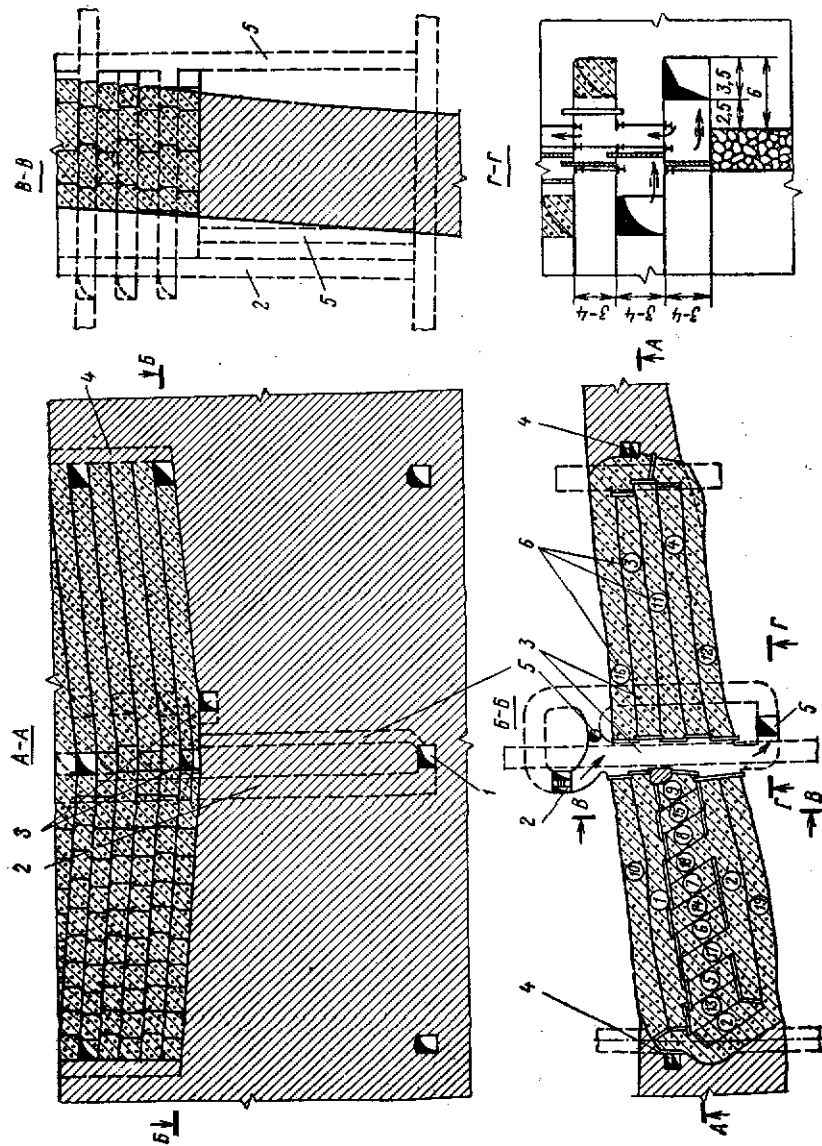


Рис. 2.40. Схема отработки крутой залежи нисходящей слоевой выемкой.

1 — выработка откаточного горизонта; 2 — вспомогательный грузоподъемный восстающий; 3 — слевые орты; 4 — складочные восстающие; 5 — рудопуски; 6 — слевые заходки и порядки на выемки

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

9. Замена пневматических перфораторов на пневмоподдержках гидрофицированными бурильными 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 наращиванию;
- 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 бурильных, 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 шпуров и скважин, зарядания 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).

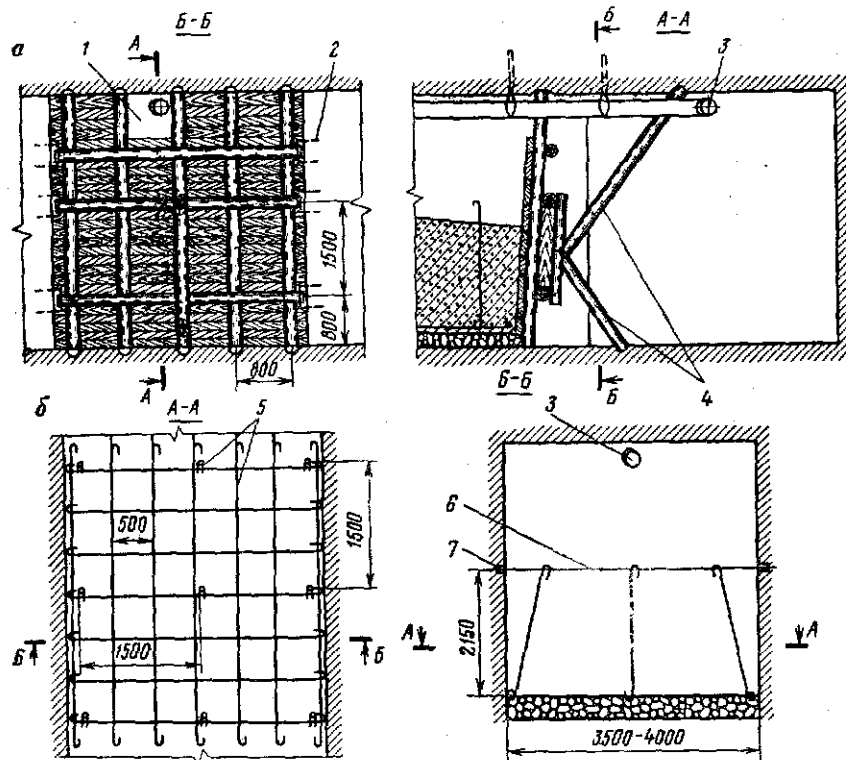


Рис. 2.41. Схемы возведения перемычек (а) и амирования заходок (б) при нисходящей слоевой выемке:
1 — лаз-окно; 2 — скоба крепления поперечин; 3 — бетонопровод; 4 — распорки; 5 — арматурная сталь; 6 — проволока; 7 — пробка

В комплекс 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 предпосылки 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 схемы 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 заряжания и типом ВВ. От правильного выбора диаметра и глубины шпуров и 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 процессов	Относительная трудоемкость процессов, % по системам		
	этажного обрушения	подэтажного обрушения	камерной с доставкой руды взрывом
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 I в течение 30 с при различной скорости бурения v_b массив относят к одной из четырех зон, соответствующих определенному виду бурения.

В практике отечественных рудников при добыче цветных металлов преимущественное применение нашли станки пневмоударного 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

Таблица 3.2

Породы и материалы	Минералы	Предел прочности при одноосном сжатии, МПа	Способ бурения													
			вращательный			вращательно-ударный		ударно-вращательный								
			сверло, резец	шарошечное долото	алмазная коронка	твердосплавная коронка	твердосплавная коронка	пневмоударник								
Породы и материалы	Минералы	Предел прочности при одноосном сжатии, МПа	сверло, резец	шарошечное долото	алмазная коронка	твердосплавная коронка	ударно-вращательный	пневмоударник								
									Уголь	×						
									Каменная соль	×						
									Гипс	×						
									Сульфидные руды		×	×		×	×	×
									Боксит		×	×		×	×	×
									Ангидрит		×	×		×	×	×
									Известняк		×	×		×	×	×
									Полиметаллические руды		×	×		×	×	×
									Известняк твердый		×	×		×	×	×
Осадочные породы	Песчанк Глинистые сланцы Доломит Кварцевый песчаник Кварцит	30—60 50—100 100—130 120—160 150—250		×	×	×	×	×								
									Мрамор							
									Гнейс							
									Гранит							
									Базальт							
Магматические породы	Гранит Базальт	130—240 > 250			×											

Таблица 3.3

Способы бурения	Параметры скважин		Возможная сменная производительность труда рабочего		Удельный вес, %	
	Диаметр, мм	Глубина, м	м	т	Достигнутый уровень	Прогнозная оценка
Ударно-вращательный (У-В) и вращательно-ударный (В-У) с применением бурильных машин: пневматических гидравлических	40—70	9—14	150—100	450—400	10	20—25
	50—100	20—30	200—80	900—800	—	65—55
	125—150	25—30	30—25	450—500	85	12—15
Пневмударный (ПУ)** Вращательный с применением шарошечного долота (В-Ш) алмазной коронки (В-А)	145—190	35—40	15—20	300—600	4,5	2—3
	50—60	—	50—60	220—300	—	1—2

* Давление сжатого воздуха равно 0,7—0,8 МПа.

** То же, 1,2—1,5 МПа.

Таблица 3.4

Показатели	Перфоратор					
	СОР 1038	СОР 1032	АД102	НЛ-850	НВ-425	НЛ-438
Частота ударов, мин ⁻¹	2400—3600	2500	3240	2300	3100	3500
Энергия удара, Дж	350	350	325	165	180	207
Частота вращения, мин ⁻¹	300	300	230	230	300	300
Крутящий момент, Н·м	140	140	260	450	200	160
Усилие подачи, Н	6000	6000	8000—1200	1500	1630	1875
Масса, кг	142	100	132	255	110	112
Габариты, мм	985×260×225	808×260×225	1106×277×224	1060×270×238	855×270×205	812×270×205
Фирма-изготовитель	«Атлас Колпо» (Швеция)		«Алимак» (Швеция)	«Тамрок» (Финляндия)		«Хард 3»
						9300
						87
						—
						—
						215
						984×250×280
						«Ингерсолл-Рэнд» (США)

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

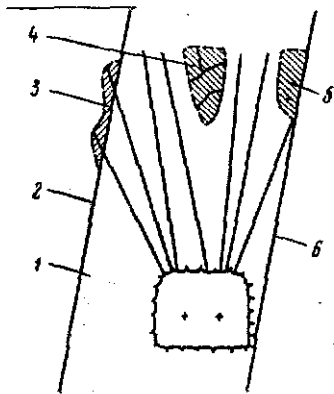


Рис. 3.1. Схема расположения скважин, влияющая на результаты буровзрывных работ:

1 — руда; 2 — всячий бок; 3 — разубоживание; 4 — валуны; 5 — потери руды; 6 — лежачий бок

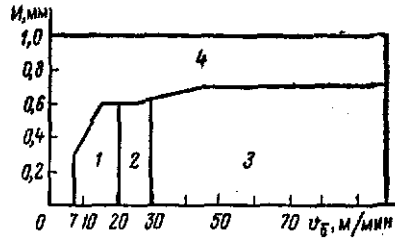


Рис. 3.2. Диаграмма к определению областей различных видов бурения: 1, 2 и 3 — области вращательного бурения соответственно при сильной подаче [$M_{вр} = 4 \cdot 10^2$ кН·м, $n = 300$ мин⁻¹ (известняки, бокситы, песчаники и сланцы)], средней подаче [$n = 800$ мин⁻¹ (железные руды Лотарингии)] и слабой подаче [$M_{вр} = 150$ Н·хм, $n = 1200$ мин⁻¹]; 4 — область вращательно-ударного бурения

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

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

Сравнительные показатели бурения скважин пневматическими и гидравлическими перфораторами

Перфоратор	Обычный пневматический	Гидравлический СОР1038Н
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 отбитой 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 маслонасосом 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 оснащены пневматиче-

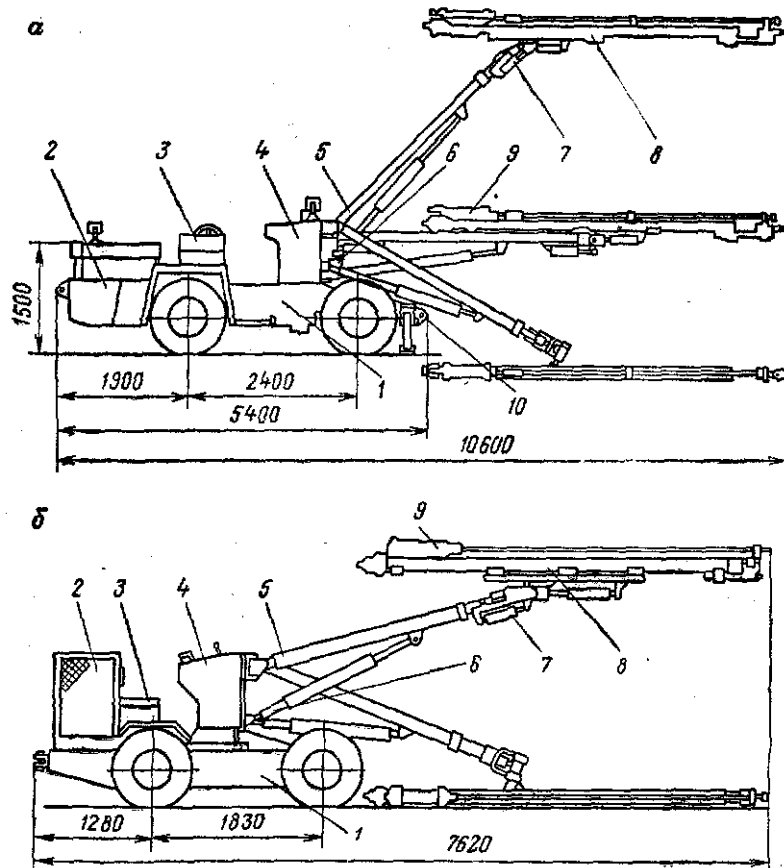


Рис. 3.3. Схемы установок шириной 2400 мм (а) и 2000 мм (б) для бурения шпуров:

1 — рама; 2 — двигатель; 3 — место водителя; 4 — пульт управления; 5 — манипулятор; 6 — опорная панель манипулятора; 7 — позиционер; 8 — подачник; 9 — перфоратор; 10 — домкрат

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.

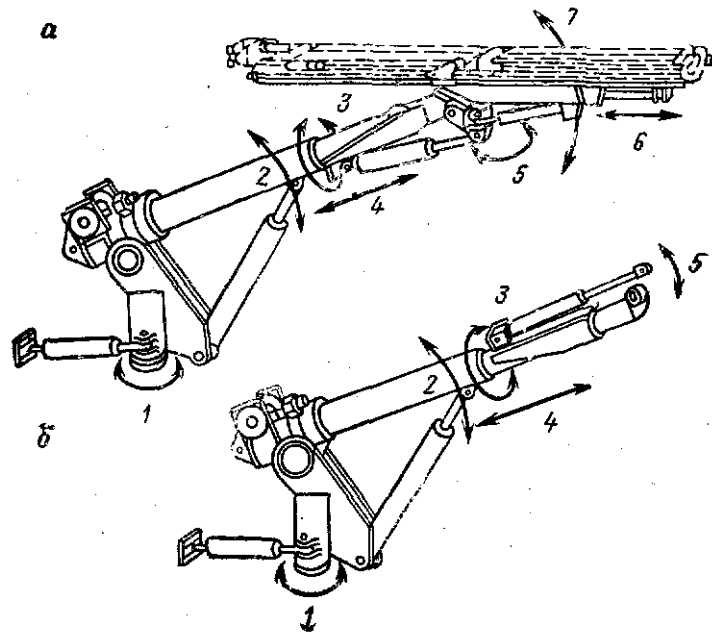


Рис. 3.4. Универсальный стреловой манипулятор с семью степенями свободы (а) и с пятью (б):

1 — поворот стрелы; 2 — подъем стрелы; 3 — вращение податчика; 4 — выдвижение стрелы; 5 — опрокидывание податчика; 6 — подвижка салазок к забою; 7 — наклон 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 ³ /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 ³ /м	0,3	0,23	0,43	0,36

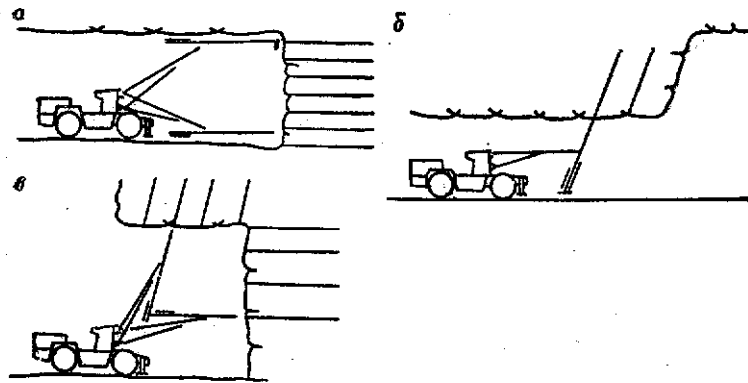


Рис. 3.5. Схемы рабочего положения универсальной бурильной установки при камерно-столбовой и слоевой (а), слоевой и сплошной системах разработки (б) и выемке слоями на всю высоту камеры (в)

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 вибрацией 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 бурильной установки возрастает при одной и той же скорости бурения за счет сокращения затрат времени на перемещение установки и забуривание (рис. 3.7). То же самое наблюдается и при увеличении диаметра шпуров в связи с сокращением их числа.

При выборе числа бурильных 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 бурильных 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 штанг при площади поперечного сечения за-

боя до 20 м² 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.

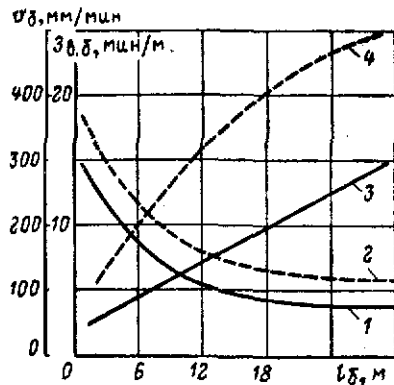


Рис. 3.6. Графики зависимости v (1 и 2) и затрат времени на бурение $Z_{в.б}$ (3 и 4) от глубины бурения l_g ; сплошная линия — при диаметре скважин 63,5 мм, пунктирная — при диаметре скважины 50,8 мм

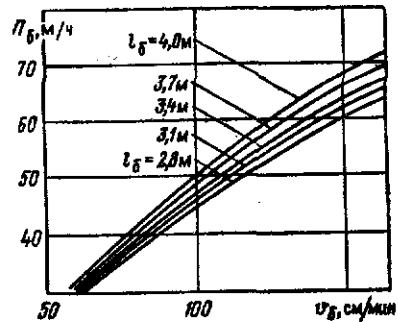


Рис. 3.7. Графики зависимости часовой производительности бурильной установки Π_b от скорости бурения v_b при различной глубине скважины l_g

Наиболее приемлемое число бурильных установок, работающих в забое площадью поперечного сечения до 20 м², равно двум (при крепких породах 3), при ббльшей площади — трем-четырем.

Значения производительности бурильных установок в зависимости от диаметра шпуров приведены ниже.

Диаметр шпуров, мм	42	55
Сменная производительность бурильных установок, м:		
«Бумер-135»	74,6/78,3	62,5
ЗБК-5Д	74,6/78,3	62,5
«Каво-Дрил-555Д»	54,7/42,8	44/36,3
ВТФ-2	67,6/54,2	51,3/42

Примечание. В числителе указана производительность установок при бурении восходящих шпуров, в знаменателе — при бурении горизонтальных 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

Показатели	Буровая установка						
	УБШ-532Д	УБШ-322Д	СБУ-2М	1СБУ-2К	2УБН-2П	ВТФ-2	«Каво-Дрил Н55-23»
Максимальные размеры забоя, обуриваемого с одной установки, м:							
высота	7,0	4,5	3,9	6,0	3,2	5,0	4,5
ширина	8,5	5,5	5,5	6,2	4,5	8,0	5,6
Площадь поперечного сечения обуриваемого забоя, м ²	15—60	8—22	6—20	18—50	6,7—14	—	24
Число буровых машин	3	2	2	2	2	2	2
Буровая машина	ПК-75	ПК-75	БГА-1М	БГА-1М	ПК-60	L-500	КОП-1022
Податчик	Винтовой с пневмоприводом	Винтовой	Винтовой	Винтовой	Цепной	Цепной с пневмоприводом	БУТ-6
Ход подачи (глубина скважины), м	3—4	3	2,5	4	2,5	2,8	2,9
Ходовая часть	Пневмоколесная	Пневмоколесная	Гусеничная	Пневматическая	Пневматический	Пневмоколесная	Дизельный
Двигатель	Дизельный	Дизельный	Электрический	Пневматический	Пневматический	Дизельный	Дизельный
Мощность двигателя ходовой части, кВт	55	55	14,7	18	20	84	33
Скорость передвижения, км/ч	10	10	2	0,8	3,5	15	10
Преодолеваемый угол, градус	15	15	20	20	12	8,4	4,7
Внешний радиус поворота, м	5,8	—	—	—	3,0	—	—
Транспортные габариты, мм:							
длина	12 100	10 000	7 110	9 500	6 900	12 400	8 400
ширина	2 500	1 700	1 870	2 400	1 500	2 200	1 800
высота	2 800	2 300	1 750	2 750	1 500	2 600	1 800
Масса установки, т	20,0	12	6,7	14	6,25	14,5	8,9
Фирма, страна			СССР				«Атлас Копко», Швеция

Показатели	Буровая установка						
	«Бумер Н-125»	«Бумер Н-170»	«Миниматик»	«Миниматик Н»	«Парамастик»	«Максиматик Н»	«Микродралл СММ 50/HE»
Максимальные размеры забоя, буриваемого с одной установки, м:							
высота	6,7	7,0	3,7	4,6	4,8	7,65	3,0
ширина	12,5	12,7	5,1	5,8	6,4	10,7	2,8
Площадь поперечного сечения буриваемого забоя, м ²	75	80	16	24	27	78	7
Число буровых машин	2	3	2	2	3	2-3	1
Буровая машина	КОП-1038	КОП-1038	Е-400	HL438	Е400	HL438	30P
Податчик	БУТ-15	БУТ-15	MR-500	MR-600H	MR-600	ZR-990H	С гидроцилиндром
Ход подачи (глубина скважины), м	4,3	4	2,5-3,66	3,66	3,66	3,66	2,5
Ходовая часть				Пневмоколесная			
Двигатель	Электрический*			Дизельный			Электрический**
Мощность двигателя ходовой части, кВт	90	110	40	67	63	74	22
Скорость передвижения, км/ч	10	16	6	5	8	8,5	7,2
Преодолеваемый угол, градус	14	14	14	10	19	12	16
Внешний радиус поворота, м	9,5	7,35	4,6	5,0	—	6,8	2,2
Транспортные габариты, мм:							
длина	14 500	13 100	10 050	10 000	10 800	11 700	5 250
ширина	2 500	2 600	1 550	1 900	2 610	2 880	800
высота	2 900***	3 000***	1 780	2 000	2 460	3 600	1 900***
Масса установки, т	23	28,3	9,5	14	15,6	23	3,8
Фирма, страна	«Атлас Копко», Швеция			«Тамрок», Финляндия			«Францолдер», Франция

* Длина кабеля и водяного рукава 120 м.
 ** Длина кабеля 35 м.
 *** Ис кабеле.

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

Цепной податчик имеет все преимущества предыдущих, 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.

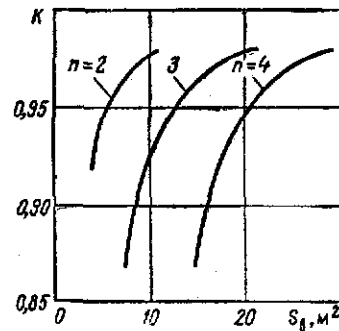


Рис. 3.8. Графики зависимости коэффициента снижения производительности буровых установок K в зависимости от площади поперечного сечения выработки S_d при различном числе машин в забое n

Таблица 3.6

Податчик	Марка	Общая длина податчика, мм	Длина подачи, мм	Масса податчика, кг	Фирма-изготовитель
Телескопический	ВМНТ 240	3435	2400	200	«Атлас-Копко»
	ВМНТ 400	5050	4000	265	»
Гидравлический	ВМН 400	5000	4000	260	»
	ВМН 614	5395	4005	380	»
	ВМН 618	7125	5235	420	»
	HFM8	5050	2670	499	«Горден-Денвер»
Цепной	HFM 16	7490	5110	680	»
	BMS812	5310	4000	320	«Атлас-Копко»
	KS50A×6	3120	2000	220	«Тамрок»
	KS160×10	5400	3600	610	»

С точки зрения уменьшения объема горно-подготовительных работ площади поперечного сечения буровых выработок или камер желательно 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).

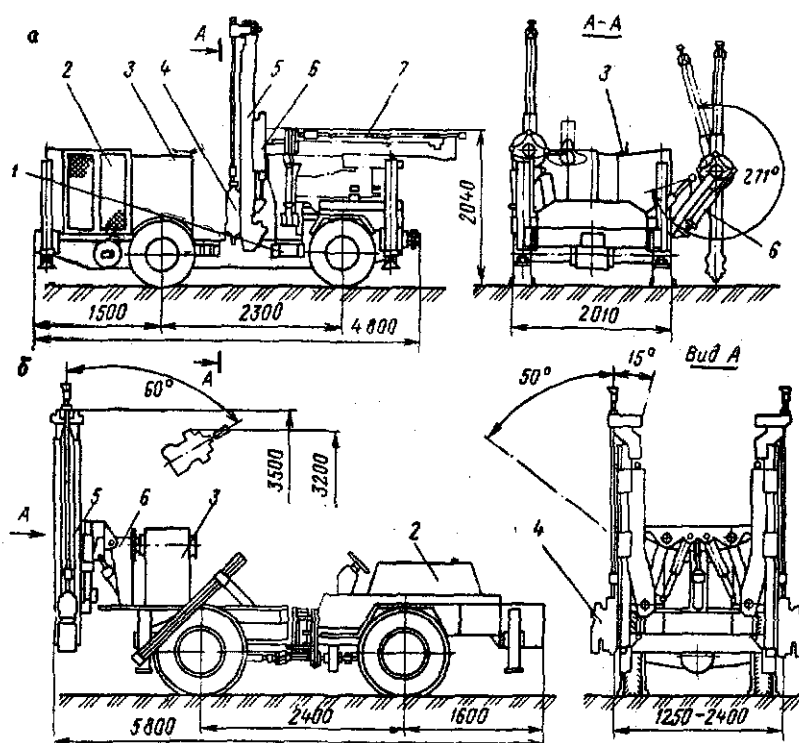


Рис. 3.9. Схемы установок для бурения скважин с центральным (а) и торцовым (б) расположением бурильных машин:

1 — рама; 2 — двигатель; 3 — пульт управления; 4 — бурильная машина; 5 — податчик; 6 — манипулятор; 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,

$$\frac{h_b W e (0,6B_c - B)}{H_c (0,75B_c - e)} \geq \frac{Z_6}{Z_{н.р}}, \quad (3.1)$$

где h_b — высота выработки, м; W — л. н. с.; e — расстояние между скважинами, м; B_c и B — соответственно ширина слоя и выработки, м; H_c — высота слоя, м; Z_6 и $Z_{н.р}$ — соответственно затраты на бурение 1 м скважин и выемку 1 м³ полезного ископаемого при нарезных работах, руб.

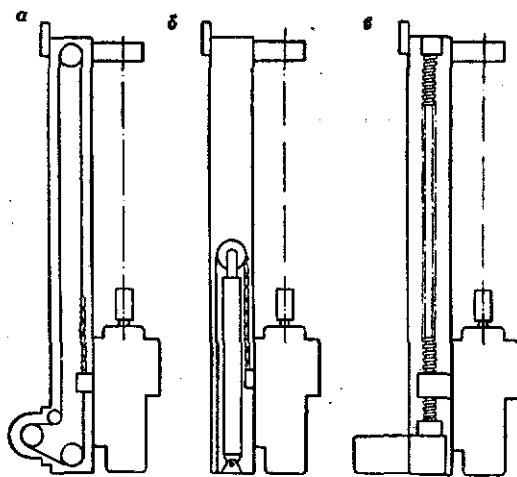
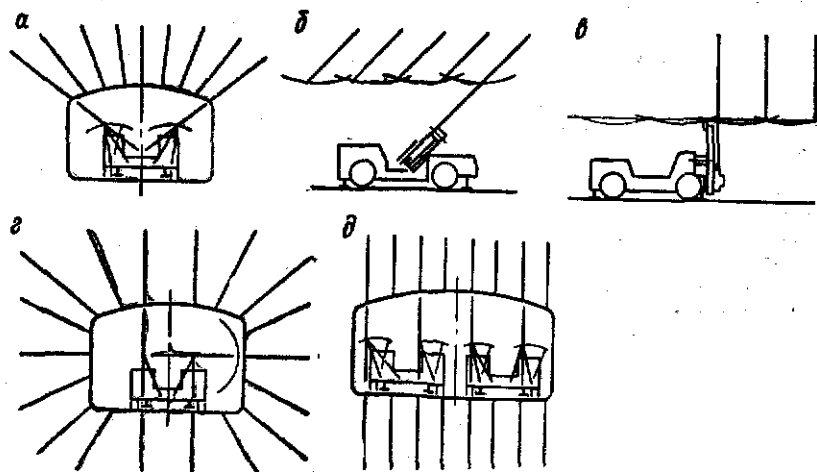


Рис. 3.10. Схемы цепного (а), с гидравлическим цилиндром (б) и винтового (в) податчиков

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, этажно-камерной и подэтажных штреков (г), с уступной выемкой и подэтажной отбойкой (д)



На рис. 3.12 показаны графики зависимости трудоемкости бурения от длины штанг 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 условиях их применение необходимо, например при отбойке целиков между заложеными 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 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. Прходка 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 пневмоударников

Пневмоударник	ДНД24	ДНД15	ДНД16а	ДНД360	ДНД280
Диаметр долота, мм	105—114	127—140	152—165	152—165	200—254
Расход воздуха, м ³ /мин (при давлении 0,7 МПа)	5,5	6,8	8,5	6,7	12
Скорость бурения, в породах с пределом прочности при од- ноосном 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
2,46	—	—	—	48,1	—
Масса пневмоударника, кг	34	59	86	106	181

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

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.

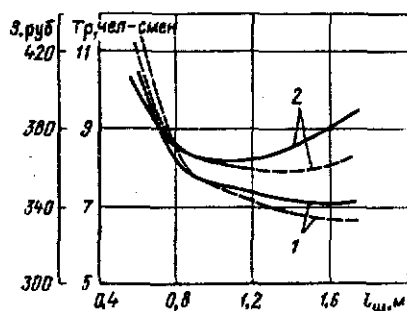


Рис. 3.12. Графики зависимости затрат Z (сплошные линии) и трудоемкости Tr (пунктирные линии), приходящихся на 1000 т добытой руды при веерном (1) и параллельном (2) расположении скважин от длины штанги $l_{шт}$

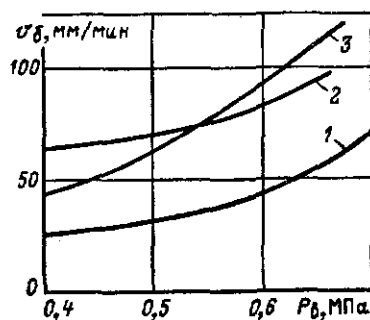


Рис. 3.13. Графики зависимости скорости бурения v_b от давления сжатого воздуха P_b при использовании пневмоударников М-32 (1) и М-48 (2) с диаметрами 106 мм и П-125 (3) с диаметром 125 мм

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 отработке крутых залежей отбойку руды можно осуществлять скважинами большого диаметра пневмоударным или вращательным 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 бурильных установок, приведены в табл. 3.7.

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

Таблица 3.7

Показатели	Буровые установки		
	с шарошечным долотом	с пневмоударным долотом	ударно-вращательного действия (самоходные)
Диаметр долота, мм	145	105	51—60
Глубина бурения, м	35—40	25	9—14
Сменная производительность установки (при коэффициенте крепости 12—14), м	15—18	9,0—12,0	46—53
Выход горной массы т/м	11—18	8—10	3,5—4,5
Сменная производительность бурильщика по 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
Сетка скважин, м	3,7×4	3,6*	1,83×1,83	1,53*
Глубина скважин, м	56,4	36,0	—	16

Показатели	2СБУ-60Д	ДУО-ТГ5	ПБУ-80	АТ-1
Число перфораторов	2	2	1	1
Ширина фронта обуривания вертикальными скважинами с одной установки, м	6,0	5,0	2,8×2,8*	—
Диаметр коронки, мм	55—60	51—64	60—80	42—55
Буровая машина:	Вращательно-ударная			
тип				
марка	ПК-75	L600	ПК-75	L500
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
Преодолеваемый уклон, градус	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		

* Минимальные размеры буровой выработки.

Число подэтажей	—	—	5	4
Высота подэтажа, м	—	—	9,46	10,7
Скорость бурения, м/смену	—	26	—	60
Выход руды, т/м	49,2	39	7,1	6,6
Расход ВВ, кг/т	0,3	0,16	0,16	0,13
Затраты на отбойку 1 т руды, долл.	0,2	0,186	0,28	0,48
Затраты на проведение подготовительных выработок на 1 т отбитой руды, долл.	—	0,174	0,23	0,56
Относительный уровень запыленности, %	70	—	—	100
Уровень шума, дБА	100	—	—	177
Система разработки	—	Этажное обрушение	Камерная с почвоуступной выемкой	Подэтажные штреки

* Л.н.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	«Симба-312»	ДУО-605рс	«СОЛО Н 1500Н»	«СОЛО 300»	«СОЛО Н 490 RR»	«СОЛО Н 890 RF»
2	2	1	1	1	1	1
—	3,8	3,5×3,5*	3,5×3,5*	3,5×3,5*	3,5×3,5*	3,8×3,8*
42—55	41—60	51—102	51—64	51—64	48—102	64—152
L500 600	Ударно-поворотная COP-130EL	L600	HL 438	L500, L600	HL 438	HL 850
Цепной 1,8	BMS180 1,8	KS-60 1,22; 1,52	KS-140H 0,91; 1,22	KS-50A 1,22—1,52	KS-140H 1,22—1,52	KS180H 1,83
Пневматический 2×11	4,5	57	26	20	57	57
20	14	28	16	16	16	16
	3,6	3,5	5,4	5,4	5,7	5,7
3700× ×2200× ×2500	6000×2000× ×2100	4700×2500× ×2850	4900× ×2200× ×2400	6700× ×2500× ×2450	6500×2300× ×2100	7800×2400× ×2300
6,1	9,3 «Атлас-Копко», Швеция	8,5	3,7	— «Тамрок», Финляндия	11,0	14,5

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 подэтажных 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 скважин 42—55 мм приведены ниже.

Бурильная установка	«Симба-312»	2СБУ-60Д	ДУО-ТГ5	АТ-1	АТ-2В
Сменная производительность установки (м) при обслуживании:					
одним рабочим	29/34,2*	38	49,5	27,3/21,8**	49,5/ 39,6**
двумя	36,2/40,7*	45,2	61,9	—	61,9/ 49,5**

* В числителе указана производительность при диаметре скважин 55 мм, в знаменателе — 42 мм.

** В числителе — производительность при бурении восходящих скважин, 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*	Привод бурильной машины**	Диаметр скважин, мм
Камерно-столбовая с оставлением рудных целиков	Ударно-вращательный вращательно-ударный (У-В, В-У)	П	32—45
		Г	45—64
Камерная со сплошной слоевой выемкой и закладкой, со сплошной слоевой нисходящей и восходящей выемкой и закладкой, с выемкой горизонтальными слоями и закладкой	У-В, В-У	П	32—45
		Г	45—64
Камерная со сплошной выемкой	Пневмоударный		105—125
Камерная с двухстадийной выемкой и закладкой	У-В, В-У	Г	64—76
Камерная с доставкой руды взрывом	Пневмоударный У-В, В-У	Г	105—125 64—76
Этажно-камерная с обрушением целиков	Пневмоударный Шарошечный		105—145 145—150
Подэтажно-камерная, подэтажными штреками	У-В, В-У	П, Г	64—76
			105—125
С подэтажным 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 φ и скорость его подвигания ω . Производительность комплекса следует рассматривать как функцию этих переменных величин, т. е. $P_k = f(\varphi, \omega)$.

Фронт очистной выемки характеризуется протяженностью L_φ и высотой H_φ , соотношение которых зависит от применяемой системы разработки. При системах камерно-столбовой, со сплошной выемкой, с выемкой горизонтальными слоями и закладкой он 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_φ , м	Высота H_φ , м	Скорость подвигания фронта ω , 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	100—130	20—30	0,2—0,3
	горизонтальными слоями и закладкой	100—130	10—30
Этажно-камерная	8—30**	40—50*	1,0—1,5
С подэтажным обрушением	20—40	8—15***	1,30—2,7
Подэтажными штреками	8—16**	30—50*	1,0—2,0
Горизонтальными слоями с закладкой	4—20**	2,5—5****	2,5—3,5

* Высота камеры.
 ** Ширина камеры.
 *** Высота подэтажа.
 **** Высота слоя.

скорость подвигания фронта ω , (м/сут) ограничивается глубиной шпуров $l_{шп}$ и числом циклов при отбойке руды в сутки $n_{ц}$:

$$\omega = l_{шп} k_{шп} k_{ф} n_{ц}, \quad (3.2)$$

где $k_{шп}$ 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 $k_{ф} \leq 1$.

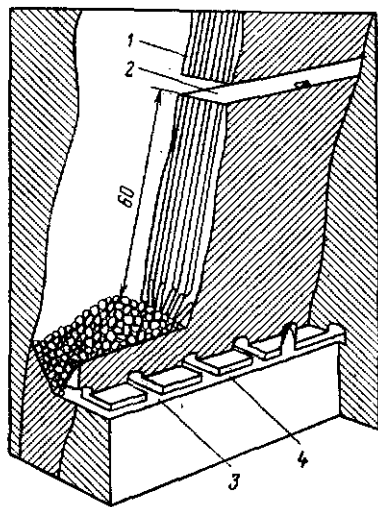


Рис. 3.14. Схема этажной отбойки скважинами большого диаметра (100—150 мм):

1 — рудное тело; 2 — буровая камера; 3 — погрузочный заезд; 4 — транспортный штрек

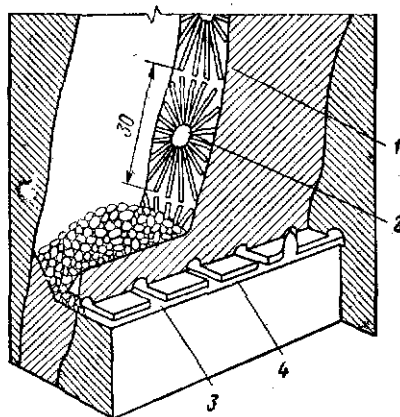


Рис. 3.15. Схема поэтажной отбойки скважинами малого диаметра:

1 — рудное тело; 2 и 4 — соответственно поэтажный буровой и транспортный штреки; 3 — погрузочный заезд

При системах поэтажного обрушения (см. рис. 2.35) и других, отбойку руды в которых производят восходящими скважинами, расположенными параллельно фронту очистной выемки, скорость подвигания фронта определяется линией наименьшего сопротивления W и числом рядов скважин, взрывааемых за сутки n_p :

$$\omega = W k_{ф} n_p. \quad (3.3)$$

При системах разработки этажно-камерных, с этажным принудительным обрушением, поэтажными 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 поэтажных 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 рудовыпускных выработок, а интенсивность выпуска U_v (т/м²·сут) оценивается количеством руды, выпущенной за сутки p и отнесенной к площади блока S_b :

$$U_v = p/S_b. \quad (3.4)$$

Как правило, $U_v = 0,3 \div 1$ т/(м²·сут), а при благоприятных условиях достигает 3—4,5 т/(м²·сут).

Используя такие показатели, как длина и скорость подвигания фронта очистных работ, можно оценивать интенсивность выемки, а также определять возможную суточную производительность, (т) очистных участков или блоков:

$$P_y = L_{\phi} \omega H_{\phi} \rho, \quad (3.5)$$

где ρ — плотность руды, т/м³; H_{ϕ} — высота фронта очистного забоя, м. Число бурильных установок, необходимых для обурирования фронта очистной выемки, определяем по формуле

$$n_{б.у} = L_{\phi} k_{\phi} / B_{\phi}, \quad (3.6)$$

где B_{ϕ} — ширина фронта, обуриваемого одной бурильной установкой, м.

При горизонтальном расположении шпуров

$$B_{\phi} = P_{б.у} \Delta S_{з} / (H_{\phi} l_{шп}), \quad (3.7)$$

где $P_{б.у}$ — сменная производительность бурильной установки, м; $\Delta S_{з}$ — площадь забоя, приходящаяся на один шпур, м².

При вертикальном расположении скважин

$$B_{\phi} = P_{б.у} \lambda / (H_{\phi} W), \quad (3.8)$$

где λ — выход руды с 1 м скважины, м³; W — л. н. с., м.

Сменную производительность бурильной установки (м) определяем из выражения

$$P_{б.у} = \frac{T_{см} l_{шп} n_{л} k_{н.у}}{l_{шп}/v_{б} + t_{зб} + t_{кр}}, \quad (3.9)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, мин; $n_{л}$ — число перфораторов; $k_{н.у}$ — коэффициент использования установки в течение смены, доли ед.; $v_{б}$ — техническая скорость бурения, м/мин; $t_{зб}$ — продолжительность обратного хода и забуривания, мин; $t_{кр}$ — время, затрачиваемое на замену коронок (мин) и определяемое по формуле

$$t_{кр} = t_{к} l_{ш} / \sigma_{к}, \quad (3.10)$$

где $t_{к}$ — время, затрачиваемое на замену одной коронки, мин; $\sigma_{к}$ — стойкость коронки, м.

3.3. ПОГРУЗОЧНО-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 заезда при донном 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.

Принципиальные 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 изменя-

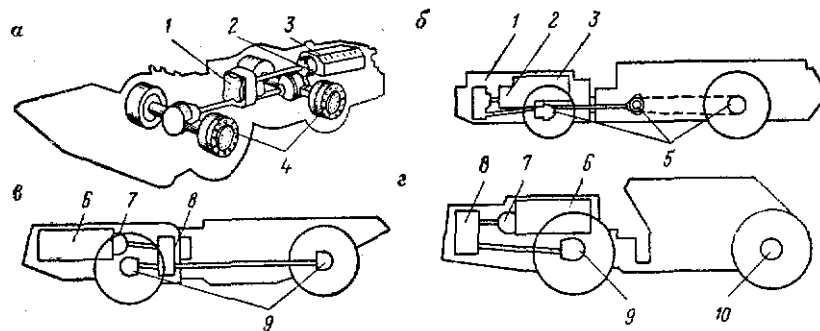


Рис. 3.16. Схемы силовых передач ковшовых ПТМ (а), транспортных машин с телескопическим толкателем (подвижной передней стенкой кузова или плитой) (б, в) и транспортных машин с разгрузкой через задний борт (г):

1 — трансмиссия или гидростатический привод; 2 — гидротрансформатор или гидростатический насос; 3 — дизельный двигатель или электромотор; 4 — планетарные ведущие оси или гидромоторы; 5 — ведущие оси или гидростатические моторы; 6 — дизельный 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, вмонтированные в ступицы колес вместе с планетарными редукторами.

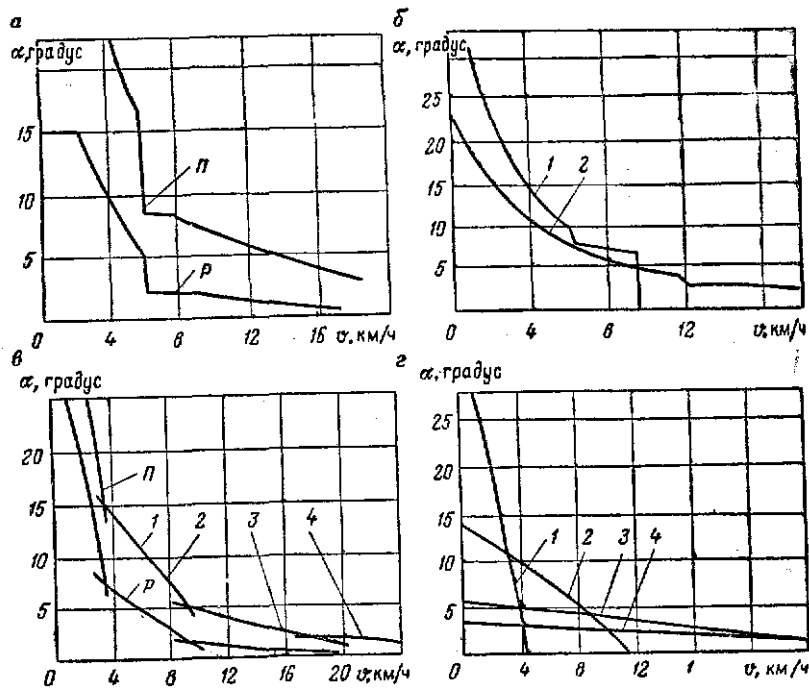


Рис. 3.17. Тяговые характеристики трансмиссий автосамосвалов (а, в) и ковшевых погрузчиков (б, г): П и Р — соответственно порожний и рабочий режимы; 1—4 — передачи трансмиссии

Гидротрансформатор «Вейнрих» и полноавтоматическая двухступенчатая коробка передач «Диаматек 833-КЕ» ковшевого 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 ковшевого 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, з), обеспечивающая широкий диапазон изменения и плавность регулирования нагрузок 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 ковшом 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 необходимость системы внешнего электроснабжения, лишаящей машин необходимой мобильности.

Регулирующие устройства при электроприводе основываются на изменении угла лопаток гидротрансформатора, преобразовании переменного тока в постоянный и использовании модуляционного сцепления.

Сравнительные технические данные ковшовых ПТМ типа «ТОРО-500» и «ТОРО-500Э» с электроприводом (табл. 3.11) свидетельствуют о том, что последняя модель имеет большую 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 подэтажных 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

Показатели	ПД-2	ПД-3	ПД-5	ПД-8	ПД-12	«Горо-150»	«Горо-200»
Грузоподъемность, т	2	3	5	8	12	3	4
Вместимость ковша, м ³	1,0	1—1,5	1,5—2,5	3—4,0	4,5—6,0	1,3—1,75	1,5—2,4
Минимальные размеры выработки (ширина × высота), м	2,4×2,6	2,6×2,6	2,9×3,6	3,5×3,5	3,5×3,5	2,5×2,5	3×3
Максимальная высота разгрузки ковша, мм	1200	1600	1800	2300	2400	1190	1500
Привод	Дизельный						
Мощность привода, кВт	50	90	110	140	185	52	63,3
Масса, т	7,1	11,0	13,5	22,4	28,0	7,2	11,5
Радиус поворота, м	4,35	4,7	5,5	—	—	4,65	5,24
Скорость, км/ч	10	20	16—20	20	18	5—24	4,3—21
Габариты, мм:							
длина	6000	7300	7850	9000	9600	6740	7540
ширина	1320	1600	1900	2500	2500	1420	2000
высота по кабине	1860	2120	2240	2500	2500	1700	2250
Фирма, страна	СССР «Горо», Финляндия						

Продолжение табл. 3.11

Показатели	«Горо-350»	«Горо-500»	«Горо-500Э»*	СТ-2В	СТ-5Д	ЛФ-7,1	ЛФ-12
Грузоподъемность, т	7,3	12	12	2,5—3,5	6,75—7,3	7,3	12
Вместимость ковша, м ³	3,5—4,3	4,3—7,5	4,3—4,75	1,2—1,53	3,8—4,5	3,8	5,6
Минимальные размеры выработки (ширина X высота), м	3,5 X 3	3,6 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 ковша, мм	1550	1760	1672	—	—	—	—
Привод	Дизельный	Дизельный	Электрический	—	Дизельный	—	—
Мощность привода, кВт	138	204	200	64	128	128	190
Масса, т	22,5	33,0	34	10,39	20	21,1	31
Радиус поворота, м	6,85	7,13	7,13	4,76	7,06	6,25	7,35
Скорость, км/ч	5—27	4,5—26	3,8—14,3	3,4—19,3	4,7—29	4,7—29	5,1—27,7
Габариты, мм:							
длина	9170	10 300	10 580	6740	9640	8625	9980
ширина	2440	2600	2500	1564	2420	2150	2500
высота по кабине	2300	2600	2600	1520	2070	2300	2300
Фирма, страна		«Горо», Финляндия				«ГХХ», ФРГ	

Окончание табл. 3.11

Показатели	ЛФ-125	ЛФ-7,3Э**	«Эймко 905»**	«Эймко 913Е»	ЕНСТ-5В	УС-350Е	УС-500Е
Грузоподъемность, т	15	7	7	—	—	—	—
Вместимость ковша, м ³	7,5	2,5	2,35—2,8	2,3	3,8	2,66	3,8
Минимальные размеры выработки (ширина X высота), м	4 X 3	3,2 X 3	3,4 X 3	3 X 3	3,2 X 3	3 X 3	3,5 X 3
Максимальная высота разгрузки ковша, мм	—	1725	1725	—	—	—	—
Привод	Дизельный	Электрический			Дизельный		
Мощность привода, кВт	270	132	132	67	149	72	95
Масса, т	43,6	24,5	20,6	12,7	20,7	16,1	21,4
Радиус поворота, м	8,27	6,33	6,6	5,15	6,1	5,4	5,4
Скорость, км/ч	5,4—34,4	12,1	12	16	9,6	19,3	9,6
Габариты, мм:							
длина	11 900	9500	8200	—	—	—	—
ширина	3100	2200	2400	1980	2140	1900	2440
высота по кабине	2300	2200	2200	1930	2140	2100	2340
Фирма, страна	«ГХХ», ФРГ	«Эймко», США			«Вагнер», США		«Джарвис-Кларк», Канада

* Максимальная длина кабеля 240 м.

** Максимальная длина кабеля 200 м.

различны: они могут колебаться от 100—150 м при системах разработки с подэтажным обрушением и подэтажными штреками (т. е. в основном при отработке 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 сменная производительность, т
С открытым очистным пространством . . .	28	384
С закладкой очистного 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 ковшовых погрузочно-транспортных машин; ковшово-бункерных 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 ковшовых погрузочно-транспортных машин

Выбор типоразмера погрузочно-транспортных машин осуществляется с учетом всех определяющих факторов, рассмотренных ранее (см. подразд. п. 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 разборки).

Зазоры между стенками выработок и движущейся машиной оказывают влияние на скорость откатки, от которой зависят 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 заездах 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 ϵ_k (m^3) должна соответствовать расчетной массе Q (т) для данной насыпной плотности руды ρ (t/m^3) и размеру кондиционного куска руды

$$\epsilon_k = Q/\rho k_{з1} \quad (3.11)$$

где $k_a = 0,9 \div 0,96$ — коэффициент наполнения ковша при загрузке.

Увеличение вместимости ковша на 5—10 % и превышение нагрузки до 3 % находятся в пределах допустимого.

Значения вместимости ковша в зависимости от размера кондиционного куска руды приведены ниже [34].

Вместимость ковша, м 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 торможении на спусках.

Необходимое тяговое усилие (Н) определяется из условия сцепления колес с почвой выработки:

$$P_{сц} = 1000qt_{сц}\varphi_{сц}, \quad (3.12)$$

где q — ускорение свободного падения, м/с², $t_{сц}$ — сцепная масса машины, т; $\varphi_{сц}$ — коэффициент сцепления между ведущими колесами и почвой, значения которого в зависимости от покрытия дороги приведены ниже.

Покрытие:	$\varphi_{сц}$
бетонное и асфальтовое	0,7/(0,45—0,3)
щебеночное	0,75/(0,5—0,4)
При отсутствии 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 грязного.

Спротивление (Н) движению машин определяем из выражения

$$P = q(Q + G)(Y_d + Y_{дп} \pm \alpha) + \tau_v, \quad (3.13)$$

где Q — расчетная масса груза, т; G — масса машины, т; Y_d — 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); $Y_{дп} = 14 \div 20$ Н/кН — дополнительное сопротивление на повороте; α — подъем (+) или уклон (–) трассы; $\%_0$; $\tau_v = k_v \times \times Sv_n$ — дополнительное сопротивление от ветровой нагрузки, Н; k_v — коэффициент обтекаемости машины, Н·с²/м⁴; S — площадь лобового сопротивления, м²; v_n — относительная скорость воздушного потока, м/с.

Потребную мощность двигателя машин (кВт) определяем по формуле

$$N = Pv/(1000k_{тр}k_{в.о}k_n), \quad (3.14)$$

где v — расчетная скорость движения на наиболее тяжелом участке, м/с, $k_{тр} = 0,85 \div 0,9$; $k_{в.о} = 0,9 \div 0,95$ и $k_n = 0,95 \div 0,97$ — 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

$$v = 1000Nk_{н.м}k_{тр}k_{в.о}k_{н}/P, \quad (3.15)$$

где $k_{н.м} = 0,7 \div 0,85$ — 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-S012) 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 (м) машины при движении под уклон определяем по формуле [29]

$$l_{т} = t_{р}v/3,6 + k_{з}v^2/[254(\varphi_{сн} - \alpha)], \quad (3.16)$$

где $t_{р}$ — время реакции водителя и холостого хода тормозов, с; $k_{з} = 1,5$ — коэффициент эксплуатационного состояния тормозов.

Максимально допустимую скорость движения машины (км/ч) под уклон определяем из выражения

$$v \leq \frac{127(\varphi - \alpha)}{k_{з}} \sqrt{\frac{t_{р}^2}{13} + \frac{2k_{з}l_{т}}{127(\varphi_{сн} - \alpha)}}. \quad (3.17)$$

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

$$v = [B_n - (b + \delta)]/20, \quad (3.18)$$

где B_n , b и δ — соответственно ширина проезжей части, машины и профиля покрывки, мм;

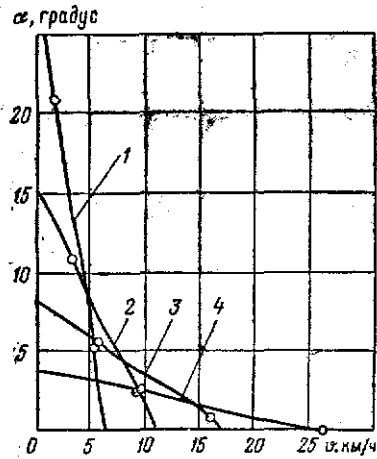


Рис. 3.18. Тяговая характеристика транспортной машины при движении под уклон:

1—4 передачи трансмиссии

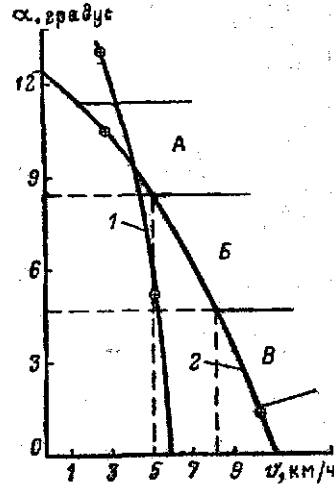


Рис. 3.19. Тяговая характеристика транспортной машины при движении на подъем:

1, 2 — передачи трансмиссии; А, В — участки неустойчивой работы гидротрансформатора из-за перегрева системы; Б — участок устойчивой работы и соответствующей ему оптимальной скорости движения

бокового скольжения на повороте радиусом R (км/ч)

$$v = 2,9\sqrt{R}. \quad (3.19)$$

Скорости движения (м/с) в грузовом v_r и порожняковом v_n направлениях определяются как частное от деления общей протяженности трассы ΣL на суммарное время движения машины Σt :

$$v_r = \Sigma L / \Sigma t_r; \quad (3.20)$$

$$v_n = \Sigma L / \Sigma t_n; \quad (3.21)$$

где L — протяженность отдельных участков трассы, м; время движения машины с грузом и порожней на отдельных участках 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 $v_r = 175/93,6 = 1,86$ м/с и $v_n = 175/121,6 = 1,44$ м/с.

Таблица 3.12

Участок трассы	Характер движения	Покрытие	Удельное сопротивление У д. Н/кН	Протяженность участка, м	Уклон (-), подъем (+)		Расчетная скорость в, м/с	Время движения на участке $t_r, с$
					градус	%		
А—Б	Участок погрузки	Без покрытия	80	10			1,0	10
Б—В	Движение с грузом по горизонтали	Щебеночное	40	40			2,2	18,2
В—Г	Спуск под уклон	Бетонное	25	45	-8	-140	1,7	26,4
Г—Е	Движение с грузом по горизонтали	Щебеночное	40	60			2,2	27,2
Е—Ж	Участок разгрузки	Бетонное	25	20			1,7	11,8
				$\sum L = 175$				$\sum t_r = 93,6$
Ж—Е	Участок разгрузки	Бетонное		20			2,0	10
Е—Г	Движение без груза по горизонтали	Щебеночное		60			2,2	27,2
Г—В	Подъем	Бетонное		45	+8	+140	0,8	56,2
В—Б	Движение без груза по горизонтали	Щебеночное		40			2,2	18,2
Б—А	Участок погрузки	Без покрытия		10			1,0	10
				$\sum L = 175$				$\sum t_n = 121,6$

Время (мин) движения машин с грузом и порожней определяем по следующим формулам:

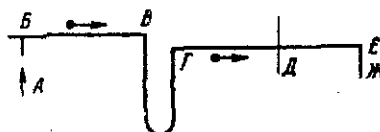
$$t_r = \Sigma L / (60 k_c v_r); \quad (3.22)$$

$$t_n = \Sigma L / (60 k_c v_n), \quad (3.23)$$

где $k_c = 0,6 \div 0,75$ — 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 — перемена направления и задержка на повороте; Д — задержка на нерегулируемом перекрестке; Б-В, Г-Е, Е-Ж — участки штрека; В-Г — спиральный спуск



Продолжительность рейса T_p (мин) определяем из выражения

$$T_p = t_{пг} + t_r + t_{рз} + t_d + t_{р.м}, \quad (3.24)$$

где $t_{пг}$ и $t_{рз}$ — соответственно продолжительность погрузки и разгрузки, мин; $t_{р.м}$ — время, затрачиваемое на разминки и маневры.

Расчетная сменная производительность машины (τ)

$$\tau_{т.м} = 60 T_{см} Q k_{и.м} / (T_p k_{н.р}), \quad (3.25)$$

где $k_{и.м} = 0,7 \div 0,8$ — коэффициент внутрисменного использования машины; $k_{н.р} = 1,25 \div 1,5$ — коэффициент неравномерности работы при наличии и отсутствии аккумулирующей емкости.

Число погрузочно-транспортных машин в комплексе

$$n_{т.м} = L_{ф} H_{ф} \omega \rho / (\tau_{т.м} n_{см}), \quad (3.26)$$

где $L_{ф}$ — протяженность фронта, м; $H_{ф}$ — высота фронта очистной выемки (камеры, подэтажа), м; ω — скорость подвигания фронта очистной выемки, м/сут; ρ — плотность руды, т/м³; $n_{см}$ — 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 ковшовых 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 погрузка — 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	Самоходные вагоны всех марок	7,7—13,5	1,45—2
Ковшовые погрузчики	2—4	1,8—2,2	Автосамосвалы Самоходные 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 кровли 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 погружаемого куска, мм	600	800	900
Дорожный просвет, мм	200	200	145
Скорость движения, м/мин	10	10	10
Габариты, мм	8000×1840×1600	9500×2700×1900	10000×3105×1900
Масса, т	17	27	16
Расстояние от кузова машины до кровли 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 дли-

тельного времени, связана с неизбежными потерями руды при транспортировании. Коэффициент заполнения кузовов автосамосвалов k_3 изменяется от 0,85 до 0,9.

Полезную загрузку транспортной машины $Q_{т.м}$ (т) на первоначальной стадии выбора определяем из выражения

$$Q_{т.м} = \epsilon_k n_k \rho k_3, \quad (3.27)$$

где ϵ_k — вместимость ковша погрузчика, м³; n_k — число подъемов ковша; ρ — насыпная плотность, т/м³; k_3 — 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 отдают 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 неабразивной 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 машин следует отметить дополнительные затраты времени на опускание кузова и опасность травмирования при этом рабочих.

Техническая характеристика самоходных вагонов

	1BC-10	2BC-15	1BC-20
Самоходный вагон	1BC-10	2BC-15	1BC-20
Вместимость кузова, м ³	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	535—1400
Ширина скребкового конвейера, мм	900	900	1000
Радиус поворота по наружному габариту, м	7,7	7,6	8
Дорожный просвет, мм	270	300	360
Длина кабеля на барабане, м	220	220	220
Общая установленная мощность, кВт	83	83	115
Габариты, мм	7200×2360×1450	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 нескользкой 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 скользкой почве.

При больших расстояниях транспортирования скоростные качества машины реализуются в большей степени, иногда применяют машины с двойным управлением.

Конструкция подземных самосвалов продолжает совершенствоваться. Фирма «Эймко» (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 K-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. Троллейвоз «Джарвис LTD-426 E» 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.

Показатели	MoA3 7405-95.86	MoA3 6401-95.85	195 MC17	300 MC25
Грузоподъемность, т	22	20	26	40
Вместимость кузова, м ³	12,5	11	15,6	21,5
Скорость движения, км/ч	40	40	40	50
Преодолеваемый уклон, градус	7—10	8	3—5	3—5
Радиус поворота, м:				
внутренний	3,5	3,4	3,2	4,5
наружный	7,59	7,5	7,65	9,5
Габариты, мм:				
длина	8610	8310	8560	9500
ширина	2850	2850	3310	3400
высота	2630	2250	2400	—
Мощность дизельного двигателя, кВт	140	147	143	220
Масса, т	19,5	17,8	19	25
Фирма, страна	СССР		«Блоу-Нокс», Франция	

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 мелкораздробленной 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 зарядание 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.

Таблица 3.14

461 НВ25	К-162	К-500	МК-А12	МК-В20	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	—	9380	7960	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	«Нор- мет», Финляндия

Показатели	ПТ-2,5	ПТ-4
Грузоподъемность, т	2,5	4
Вместимость, м ³ :		
кузова	1,0	1,5
ковша	0,12	0,2
Дорожный просвет, мм	200	200
Двигатель		Пневматиче
Мощность, кВт	44	66
Масса, т	5,0	7,1
Минимальные размеры выработки (ширина × высота), м	2,5 × 2,5	2,8 × 2,8
Габариты, мм	3150 × 1400 × 2120	3350 × 1800 × 2120
Фирма, страна	СССР	

3.4.1. Машины для зарядания шпуров и скважин

Машины для зарядания шпуров и скважин по своим параметрам должны соответствовать принятым типоразмерам бурильных установок.

Техническая характеристика машин для зарядания

Машина для зарядания	«Ульба-С1А»	ПМЗШ 2	ЗМКД-1
Производительность, кг/мин:			
техническая	10—200	50	50
эксплуатационная	30—40	10—20	10—20
Минимально дозируемая масса, кг	1	—	—
Высота подъема рабочей площадки, мм	6800	1000	—
Диаметр заряжаемых шпуров и скважин, мм	36—150	32—48	32—48
Угол наклона скважин, градус	0—360	0—360	0—360
Длина пневмодоставки, м	До 350	—	До 60
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	До 0,7	0,4—0,6	0,5—0,6
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	10	3	3
Диаметр трубопроводов, мм:			
для шпуров	20	—	—
» скважин	32—40	—	—
Плотность зарядания, г/см ³	1,17	До 1,2	До 1,2
Вместимость бункера для ВВ, л	300/1130	800	600
Габариты, мм	8300 × 2400 × × 2700	7500 × 2600 × × 2800	7200 × 1600 × × 2200
Масса без ВВ, т	12,5	12,5	9,0
Численность обслуживающего персонала	2	1	1

В очистных камерах эти машины должны обеспечить зарядание шпуров на высоте до 8 м, а при зарядании скважин в подэтажных выработках они должны разместиться на площади поперечного сечения от 6 до 14 м². 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

Таблица 3.15

ПТ-6	ПТ-10	«Каво 310»	«Каво 510», «Каво 511»
6	10	2	5
2,5	4,0	1	2,2—2,5
0,5	1,0	0,13	0,5
230	350		
ский	Дизельный	Пневматический	
66	147	3×9	2×15 и 3×9
10,0	16,0	3,05	5,5
3,3×3	3,5×3,5	2,3×2,4	3×3
4750×2360×2120 СССР	8500×2500×2500	2970×1900×1500	3600×2150—2365×1800 «Атлас-Колко», Швеция

зарядных машин к пункту загрузки, что иногда нецелесообразно из-за его удаленности. В этом случае доставку ВВ к пункту заряжания 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 заряжания шпуров (скважин), определяем по формуле

$$n_{з.м} = Z / (P_z t_{вз}), \quad (3.28)$$

где Z — количество расходуемого ВВ, кг; P_z — производительность при заряжании, кг/мин; $t_{вз}$ — 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).

Показатели	МОК-10	2МКС-8	АКБ-8	СП-8А	МОК-8	РЕС22	0477	«Пиньон»	2РЕС24
		Ручная оборка		Ручная оборка		Ручная оборка		Гидро-отلامыватель	Гидро-ударник
Исполнительный орган: для оборки	Гидро-ударник	Ручная оборка		Ручная оборка		Ручная оборка		Гидро-отلامыватель	Гидро-ударник
	Ручное крепление	Турель		Турель		Турель		—	Ручное крепление
Параметры оборки и крепления, м:	высота	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
	ширина	—	—	—	—	7,1	4,5	—	8,6
Число стрел	2	2	2	1	2	1	1	1	2
Масса, т	19,5	18,0	18,0	11,0	15,5	12,0	8,0	11,5	18,8
Мощность двигателя*, кВт	84	55	85	73,6	85	60	42	—	60,3
Радиус поворота, м:	внешний	7,1	—	—	—	6,9	—	—	6,4
	внутренний	4,9	—	—	—	3,8	—	—	2,85
Шасси:	рама	Шарнирная		Жесткая		Жесткая		Жесткая	
	клиренс, мм	300	12	7	300	—	265	480	—
Преодолеваемый уклон, градус	15	8	—	7	—	—	15,7	19	10—17
Максимальная скорость, км/ч	12	11 500×	11 400×	8060×	12	12	7	8000×	5,2
	11000×	×2600×	×2700×	×2600×	15 000×	9780×	8900×	×2700×	10 500×
Габариты, мм	×2000×	×2600×	×2900×	×2900×	×2300×	×2400×	×2200×	×2700×	×2420×
	×2900	×2600	×2900	×2680	×2500	×2500	×1800	×2150	×2700
Фирма, страна	СССР		СССР		СССР		«Секома», Франция		Франция

Продолжение табл. 3.16

Показатели	«Тамрок-11»	TB-460 (EC-50)	RSP	«Робот 490-24»	«Унискэй. лер Т3»	«Олемяя»	ЛТФ-Б/2
Исполнительный орган:	Пневмо-ударник			Гидроударник		Скалыватель	Гидроотли- мыватель
для оборки	—	—	—	Турель	Ручное крепление	—	—
для крепления	—	—	—	—	—	—	—
Параметры оборки и крепления, м:	7,85	7,0	7,0—8,0	7,37	3,5—9,0	8,0	2,3—7,0
высота	11,2	—	9—12	4,04	—	—	6,2
ширина	—	—	—	—	—	—	—
число стрел	—	—	—	—	—	—	—
Масса, т	—	—	—	—	—	—	—
Мощность двигателя*, кВт	57	63	63	—	18,0	9,0	23,5
Радиус поворота, м:	—	—	—	—	73,5	38	128
внешний	—	—	—	—	—	—	—
внутренний	—	—	—	—	—	—	—
Шасси:	—	—	—	—	—	—	—
рама	—	—	—	—	—	—	—
клиренс, мм	—	350	350	350	300	350	490
Преодолеваемый уклон, градус	12	—	—	—	10—15	20	19
Максимальная скорость, км/ч	5	15	16,4	16	10	15	33
Габариты, мм	10 500× 1600 (1800)× ×2300	10 000× ×2800× ×2430	11 000× ×2200× ×2800	10 700× ×2200× ×2800	10 000× ×2600× ×2900	13 500× ×2400× ×2000	12 200× ×2850× ×2200
Фирма, страна			«Тамрок», Финляндия			ФРГ	ГДР

* Все машины с дизельным приводом на пневмоколесном ходу.

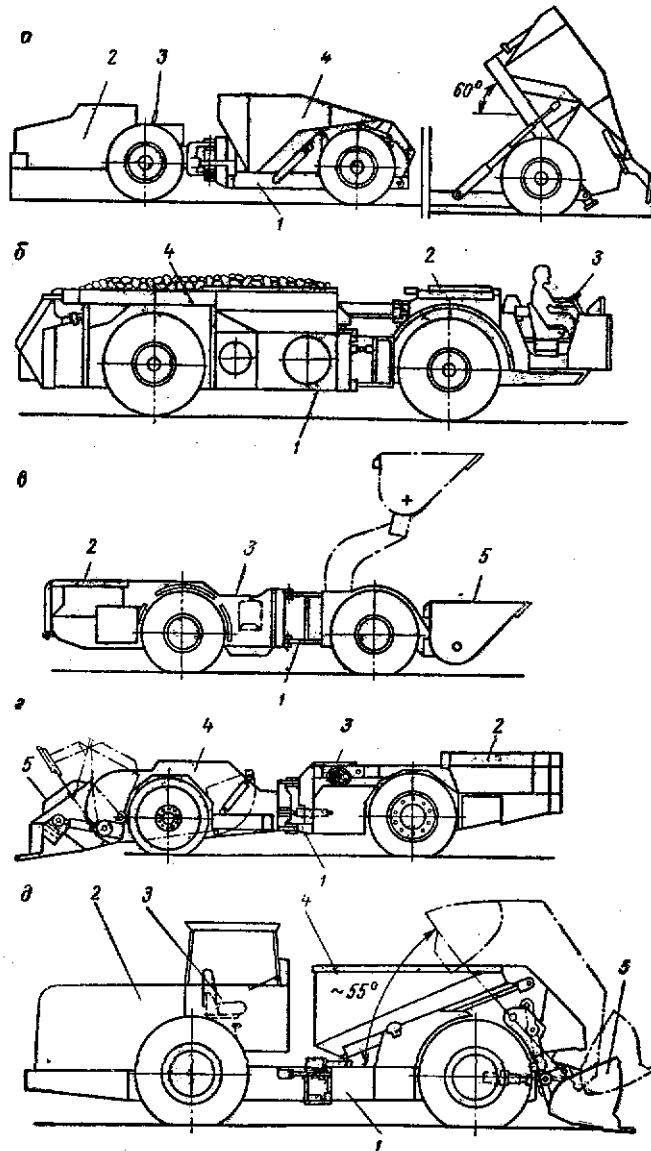


Рис. 3.21. Схемы погрузочно-транспортных машин:
a и *б* — соответственно автосамосвалы с опрокидным кузовом и с телескопически выдвигающейся частью кузова; *в* — ковшовая ПТМ типа «Скуптрам»; *г* и *д* — соответственно ковшово-бункерные ПТМ типа «Транслодер» и «Думпер»; 1 — рама; 2 — двигатель; 3 — место водителя; 4 — кузов (бункер); 5 — ковш

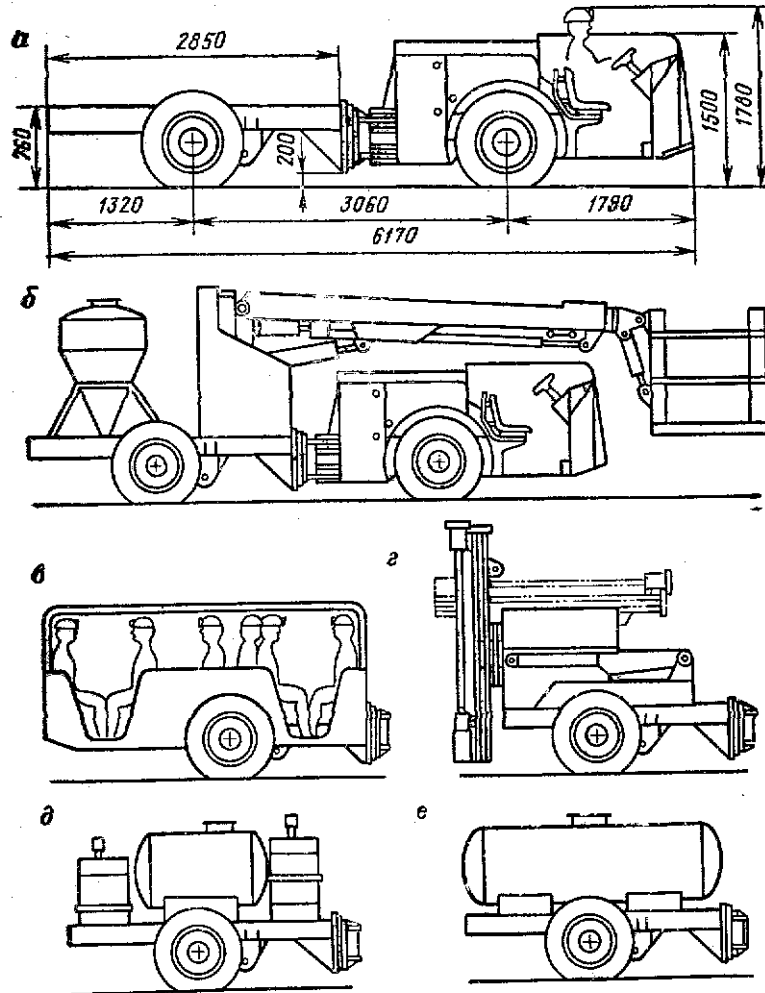


Рис. 3.22. Схемы вспомогательных машин на базе единого шасси:
а и *б* — соответственно платформы для перевозки грузов и для крепления кровли или
 зааряжания шпуров; *в* и *г* — соответственно прицепы, оборудованные для перевозки людей
 и для анкерного крепления; *д* и *е* — соответственно прицепы с емкостями для топлива или
 масел и для воды или цемента

С увеличением высоты очистного пространства конструкция машин усложняется, увеличивается их масса, а маневренность снижается. Особенно громоздки машины для оборки кровли высотой 18 м и более.

Техническая характеристика машин для оборки кровли

Машина для оборки кровли «Клаймакс»	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	
Преодолеваемый 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	26	27,3
Габариты, мм	8000×3000× ×3200	11 500× ×2580×2800	7400×3000× ×3000	10 000× ×3200×3300
Масса, т	15,3	14,3	16	28
Страна	США		СССР	

В качестве рабочего органа для механизированной оборки кровли служит гидроударник, гидроотламыватель или скалыватель, смонтированный на манипуляторе.

Число машин, необходимых для оборки и крепления кровли камер, определяем по подвиганию фронта ω и его протяженности L_{ϕ} :

$$n_{кр} = L_{\phi}\omega / (P_{кр}t_{кр}), \quad (3.29)$$

где $P_{кр}$ — производительность при оборке и креплении кровли с использованием машины, м²/ч; $t_{кр}$ — 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 АКБ-8 МОК-10 «Болтмани А-100Б»			
Производительность при:				
установке анкеров за 1 ч	10,6	12,6	—	10,4
оборке кровли, м ² /смену	—	—	300—450	—
Расход сжатого воздуха на бурение одного шпура, подачу ампул или раствора и анкера, м ³	60	58,8	—	50
Расход на один шпур:				
промывочной жидкости, 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	—	—
ампул (диаметр 24—36 мм, длина 320—400 мм)	6	—	—	5—6

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 заездов. 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 «Эймко 975» используется совместно с цементовозом, основные параметры которых приведены ниже.

Машина	Смесительно-торкретирующая	Цементовоз
Вместимость, м ³ :		
приемного бункера	2	4,6
смесителя	3,8—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 приемного бункера для сухой смеси, м ³	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 ³ /ч, при:					
набрызге бетона	4,0	5,4	5—6	5,4	4,0
укладке за опалубку	—	—	10—12	—	—
Мощность двигателей, кВт:					
ходового (дизельного)	55,1	36,8	139,7	85	
нагнетательного (пневматического)	11,0	7,5	20,6	15,0	
Преодолеваемый уклон, градус	15	15	15	15	
Габариты в транспортном положении, мм	7200× ×1700× ×2200	6000× ×2200× ×1950	9000× ×2500× ×2250×	8000× ×2200× ×2700	7000× ×1600× ×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 ковшовыми 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 цистерны, м ³	8
Рабочее давление воды, МПа	0,15—0,22
Расход воды, м ³ /с	(4—5) 10 ⁻³
Омываемая за одну заправку площадь поверхности, м ² :	
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 ² :	
часовая	5300
сменная	14 000

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 кабеля, мм	3250
Мощность двигателя, кВт	55,1
Преодолеваемый уклон, градус	15
Максимальная скорость, км/ч	20
Габариты, мм	7200(9100*)×1700×2100
Масса, т	9

* Длина с прицепом для перевозки труб.

3.4.5. Бульдозеры

С внедрением ковшовых погрузчиков, выполняющих работы по зачистке почвы камер и образованию навала руды, область применения бульдозеров значительно сократилась, что вызвано 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	БПДУ-2	ПБ-1Г	БПД-2Д
Мощность двигателя хода, кВт	2×33	85	108
Тяговое и напорное усилие, кН	80	66	100
Скорость движения, км/ч	2,5	3,8	1,2
Параметры отвала, мм:			
ширина	2310	2600	3260
высота	1150	990	960
Опускание отвала ниже уровня почвы, мм	200	380	—
Габариты, мм:			
длина	4680	8100	5730
ширина с отвалом	2310	2600	3260
высота	1810	2500	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-ходовых восстанавливаются 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 машин 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	1ВЛГ	ПА-40	НР-РЕ 18	«Мули 2400»	«Минка 26»
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	25
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	6800× ×1950× ×2030	4400× ×1750— 1900×2100	5870× ×2100× ×2100
Масса, т	8,5	12,0	6,8	3,5	4,6
Фирма страна	СССР		«ГХХ», ФРГ	«Олеманн», 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, бурильных машин, инструмента, запасных частей к машинам (колесо или ковш массой до 500—1000 кг), выбираются исходя из их числа, массы и номенклатуры. Условиям большинства рудников удовлетворяет грузоподъемность крана в пределах 2—3 т, однако при использовании мощного оборудования иногда необходим кран грузоподъемностью 4—5 т.

Характеристика машин для перевозки грузов приведена в табл. 3.18.

Наряду со специальными машинами для перевозки людей и грузов известны конструкции универсальных машин, например конструкция фирмы «Шопф» (ФРГ), вмещающая 18 чел., у которой при откидывании сидений образуется платформа (рис. 3.23). Грузоподъемность машины составляет 3 т, мощность двигателя «Дейц» — 50 кВт, преодолеваемый подъем — до 25°.

Таблица 3.18

Показатели	ВЛГ-1.5	1В0М	2В0М	ТСШ-4
Грузоподъемность, т	1,5	3	8	4
Мощность дизеля, кВт	27,9	55,1	55,1	55,1
Максимальная скорость, км/ч	18	20	16	16
Клиренс, мм	225	260	—	200
База, мм	2500	3800	—	2450
Внешний радиус поворота, м	4,37	5	6	4,5
Предолеваемый уклон, градус	15	15	12	25
Грузоподъемные приспособления	Отсутствуют	Гидравлический кран грузоподъемностью 1 т, тягачная лебедка (усиле 15 кН)	Гидравлический кран грузоподъемностью 1 т, тягачная лебедка (усиле 15 кН)	Отсутствуют
Габариты, мм	5300×1050×1500	7200×1650×2000	7900×2240×2100	5270×1600×1500
Масса, т	2	8,4	9,5	6
Фирма, страна				
СССР				
Показатели	АФ-РЛЗ	«Мули Т»	«Джой Скаут»	РК400
Грузоподъемность, т	3	1,6	3	4
Мощность дизеля, кВт	41	31	51	63
Максимальная скорость, км/ч	27	25	24	15
Клиренс, мм	300	—	—	250
База, мм	—	—	—	3300
Внешний радиус поворота, м	5,37	3,5	5,5	5,6
Предолеваемый уклон, градус	14	20	25	18
Грузоподъемные приспособления	Отсутствуют	Кран грузоподъемностью 1,6 т (вылет стрелы 2,15 м)	Лебедка (усиле 20 кН длина троса 100 м)	Кран
Габариты, мм	6860×1950×1920	4600×1900×2100	5910×2000×1450	5760×1800×1850
Масса, т	8,74	3,0	3,85	5
Фирма, страна	«ГХХ», ФРГ	«Олеманн», ФРГ	«Джой», США	«Нормет», Финляндия

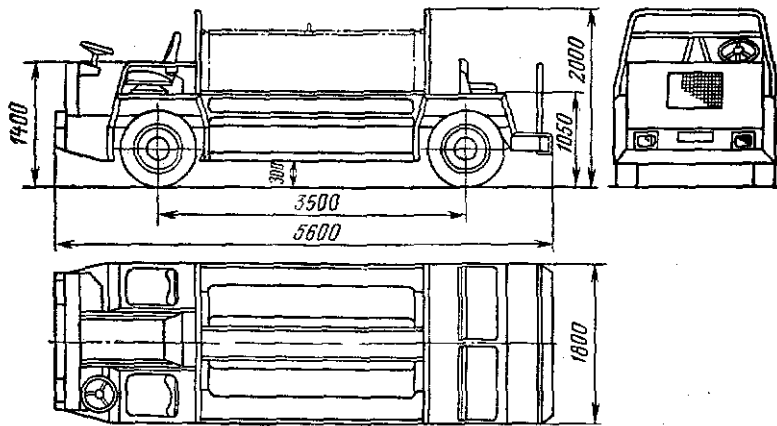


Рис. 3.23. Схема универсальной транспортной машины фирмы «Шопфф 66».

Показатели	ДЗ	СЗА-12	ГСМ-3
Назначение машины	Топливо		
Технологическое оборудование	Геометрические емкости		
Общая наливная 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 —	7×160 2×100 1×80
Производительность выдачи, л/мин:			
топлива	—	—	35
масел	—	—	16
Мощность дизеля, кВт	55,1	55,1	84,6
Максимальная скорость, км/ч	20	20	20
Преодолеваемый подъем, градус	15	17	15
Внешний радиус поворота, м	5	4,7	6,37
Габариты, мм	7200×1700× ×2000	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 комплекс, 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-ВАЗ.1	«Берга-танк»	ПСА-5	ПРМ	ПК-5МФ
заправщик и насосы		Смазочный агрегат на шасси Т-16м	Передвижной ремонтный пункт на шасси ВОМ-01 Компрессор (0,5 м ³ /мин), сварочный агрегат (500 А), маслостанция (35 л/мин), электро-сверло, гайковерт	Передвижной кран Кран грузоподъемностью 2,5—5 т, вылет стрелы 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
6860×1950× ×1920	4900×1900× ×2100	3750×1570× ×2500	7400×1700×20000	10 100×2530×2900
7	6	2,22	9,7	16
«ГХХ», ФРГ	«Олеманн», ФРГ		СССР	

3.6. ФОРМИРОВАНИЕ СОСТАВОВ ПРОХОДЧЕСКИХ И ОЧИСТНЫХ КОМПЛЕКСОВ

3.6.1. Особенности проведения выработок с применением самоходных машин

Условия применения самоходных машин при проведении горно-подготовительных выработок в пределах блоков и протяженных горно-подготовительных или вскрывающих выработок различны.

В первом случае используются, как правило, самоходные машины, входящие в очистные комплексы.

Выработки в пределах очистных блоков имеют обычно ограниченную длину, ответвления, 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_y (мин) на уборку в цикле проходки определяем по формуле

$$L = (v_{cp} - t_y) / (2n_p), \quad (3.30)$$

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 загрузка машины, т.

Если протяженность выработки L_b превышает расстояние L , то устраивают перегрузочный пункт.

Необходимое число перегрузочных пунктов

$$n_{п.п} = (L_b - L) / L. \quad (3.32)$$

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.

3.6.2. 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 ²	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
Сменная продолжительность труда проходчика, м ³	8—9	8—10	10—12	14—20

3.6.3. 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 машин. Например, для камерно-столбовой системы это высота очистного пространства, для системы с подэтажным обрушением — высота подэтажа

Тип машины	Состав комплекса			
	I	II	III	IV
	при площади поперечного сечения выработки, м ²			
	6-8	10-12	14-16	18-20
Бурильная установка	ЗУБН-2л	2БК-2Д, УБШ-222Д	2БК-3Д, УБШ-222Д	ВТФ-2м, УБШ-532Д
Машина:				
зарядная	ЗМКД-1	«Ульба С1А», ЗМКД-2	«Ульба С1А», ЗМКД-2	ПМЗШ-2, ЗМКД-2
погрузочно-доставочная	ПД-3	ПД-5	ПД-8	ПД-8, ПД-12
погрузочная	—	—	ПНБ-3Д ₂	ПНБ-3Д ₂
транспортная	—	—	МоАЗ-6401*	МоАЗ-6401*
для крепления выработки	ВОМС К-1000 или ППН-2М	НБК-2	НБК-2	НБК-2
Вспомогательная машина для перевозки:				
людей	1ВЛГ	1ВЛГ	1ВЛГ	1ВЛГ
грузов	ВЛГ-1,5	1ВОМ	1ВОМ	ТСШ-4, 2ВОМ
Смазочно-заправочный агрегат	СЗА-12	СЗА-12	СЗА-12	ГСМ-3
Кран грузоподъемностью 1-3 т	КП-13	КП-13	ПК-5МФ	ПК-5МФ

* Преимущественно для протяженных и наклонных 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. Околоствольные дворы

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 рельсовым 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. Околоствольные выработки Анненского рудника (рис. 4.1), в которых осуществляются прием и обслуживание самоходного оборудования, связаны с грузовым и клетевым стволами. У грузового ствола 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 мостовые электрические краны грузоподъемностью 20 т.

Если нарезка концентрационных (рельсовых) и безрельсовых рудных горизонтов экономически не целесообразна и эксплуата-

Класс систем разработки	Система разработки	Определяющие параметры	Обору	
			бурении	
Системы с открытым очистным пространством	Камерно-столбовая, со сплошной выемкой	Высота очистного пространства, м: 12—18	УБШ-535Д	
		8—12	УБШ-535Д	
		4—6	СБУ-2К	
		До 4	СБУ-26	
	С доставкой руды взрывом	Площадь поперечного сечения камеры, м ² (угол наклона > 35°): 100—200 50—100	БСМ-1у —	
Системы с закладкой очистного пространства	Подэтажными штреками (ортами), подэтажно-камерная	Ширина камеры × высота подэтажа, м: (10—12) × 20 (4—6) × 10	ДУО-ТГ-5 ПБУ-80	
	Этажно-камерная	Ширина × высота камеры (10—12) × 40 м	НКР-100 ДУО-ТГ-5	
	Сплошная с послойной выемкой и закладкой	Ширина × высота заходки, м: 8 × 7 6 × 4	УБШ-535Д УБШ-222Д	
Системы с обрушением руды и вмещающих пород	С выемкой горизонтальными слоями с закладкой	Ширина × высота слоя, м (4—6) × 4	УБШ-222Д	
	С подэтажным обрушением	Высота подэтажа, м: 10—12 6—8	ДУО-ТГ-5 ПБУ-80	
	С этажным обрушением	Мощность залежи × высота этажа, м: 40 × 60 20 × 40	НКР-100 ДУО-ТГ-5	

Таблица 3.21

дование, используемое при					Годовая производительность комплекса, тыс. т
заряжании	погрузке	транспортировке	крепления и оборке кровли	зачистке почвы	
ПМЗШ-2	ЭО-5112	МоАЗ-7405	АКБ-8, СП-18	БП-1Г	До 400
ПМЗШ-2 «Ульба С1А»	ЭО-5112 ПНБ-4Д	МоАЗ-6401 МоАЗ-6401	То же СП-8А		До 300 До 200
ЗМКД-2	или ПД-8 ПД-8	или ПД-8 ПД-8	МНБ-4,5: НБК-2		120
ЗМБС-2 ЗМКД-2	ПНБ-3Д2 ПД-8	МоАЗ-6401	НБК-2	БПДУ-2	200 120
ЗМБС-2 ЗМКД-2	ПНБ-4Д ПД-5, ПД-8	МоАЗ-6401	НБК-2	— —	200 120
ЗМБС-2	ПНБ-4Д ПД-5, ПД-8	МоАЗ-6401	НБК-2	— —	200 120
ПМЗШ-2 «Ульба С1А»	ПНБ-3ДА ПД-8	МоАЗ-6401	АКБ-8, МНБ-4,5	БП-1Г	200 120
ЗМКД-2 «Ульба С1А»	ПД-5	ПТ-6	НБК-2	БП-1Г	100
«Ульба С1А»	ПНБ-3Д или ПД-8	1ВС-10	НБК-2	—	120
ЗМКД-2	ПД-5	ПД-8		—	100
ЗМБС-2 ЗМКД-2	ПНБ-4Д ПД-8	МоАЗ-6401	—	НБК-4,5; НБК-2	200 100

ция самоходных машин с рельсовым транспортом руды совмещается на одном уровне, следует по возможности провести па-

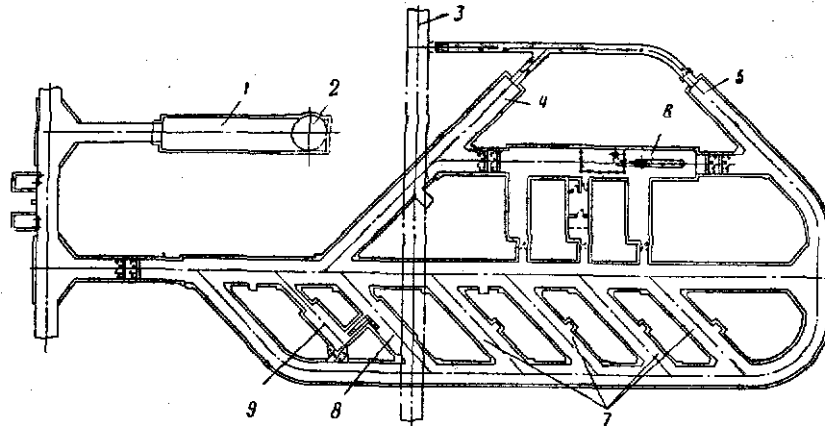


Рис. 4.1. Схема расположения подземных выработок, предназначенных для обслуживания самоходных машин;

1 — камера для приема оборудования; 2 — грузовой ствол; 3 — наклонный съезд; 4 — сварочный пост; 5 — пункт регулировки дизелей; 6 — ремонтный пункт; 7, 8 и 9 — соответственно камеры для стоянки 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 подэтажные 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 вскрывающие наклонные съезды, квершлаг и основные штреки.

В отечественной и зарубежной практике используются транспортные машины грузоподъемностью от 25 до 45 т, шириной 2800—3200 мм и массой 10—25 т. Ширина выработок при однорядном 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

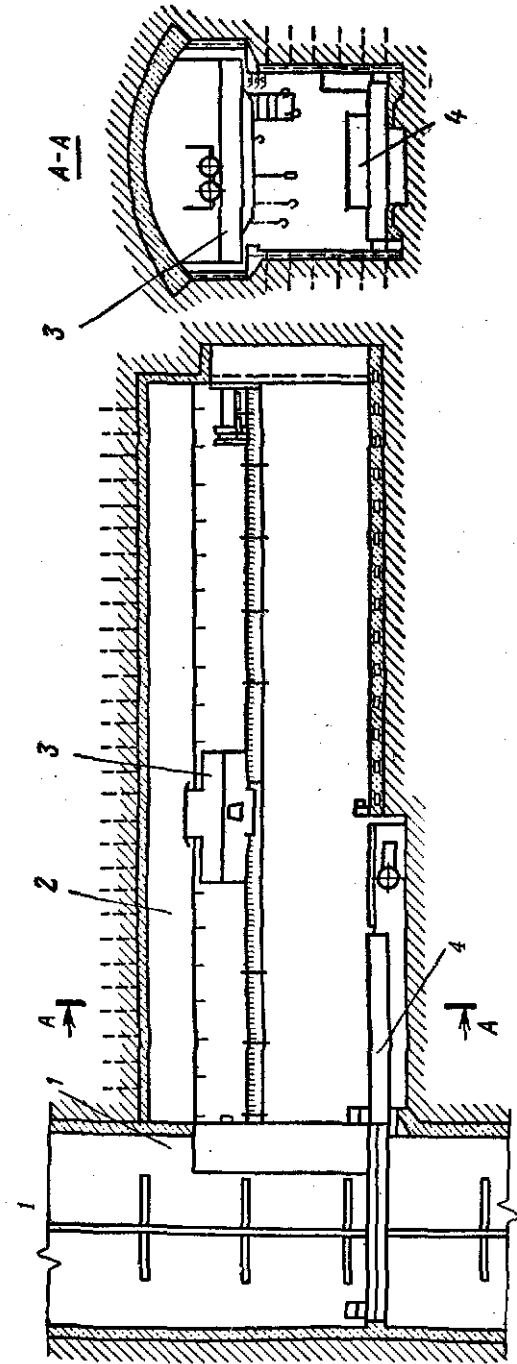


Рис. 4.2. Схема расположения камеры для приема оборудования на горизонте:
 1 — грузовой ствол; 2 — камера; 3 — мостовой кран; 4 — грузовая платформа

и состояния проезжей части. Отечественный и зарубежный опыт эксплуатации самоходных транспортных машин показал, что при асфальтоцементном покрытии скорость их движения может до-

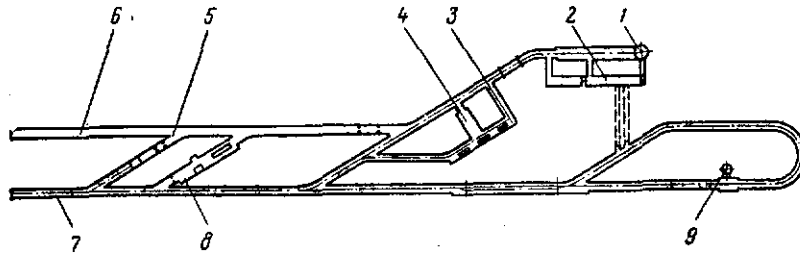


Рис. 4.3. Схема околоствольного двора с рельсовым и безрельсовым квершлагами:

1 — клеговой ствол; 2 — насосная станция с электроподстанцией; 3 — зарядная камера; 4 — преобразовательная подстанция; 5 — топливозаправочный пункт; 6 и 7 — соответственно безрельсовый и рельсовый квершлаг; 8 — пункт обслуживания самоходных машин; 9 — скиповый ствол

Класс	Выработка	Назначение выработки	Транспортная		
			Тип	Масса грузовой машины, т	Интенсивность 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	10—20 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 закруглениях ширина 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 этажным принудительным 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 машин в доставочных выработках протяженностью от 50—100 до 500—700 м по спланированному осно-

Таблица 4.1

машина		Регламентируемые размеры выработок, мм					
Скорость движения, км/ч	Ширина проезжей части А (ширина машины b + величина зазора) *	Минимальное расстояние от края проезжей части до стенки выработки с	Ширина свободного прохода для людей		Высота		
			при устройстве тротуара а	при отсутствии тротуара	тротуара над проезжей частью	прямой стенки над тротуаром h_p	
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	$b + 800$	200	—	800	—	—	
6—12	$b + 600$	200	—	800	—	—	

ванию не превышает 12—15 км/ч, по неровной 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,

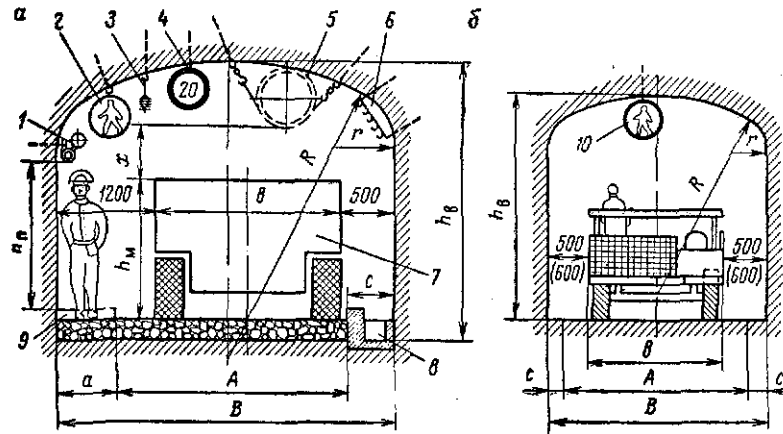


Рис. 4.4. Поперечные сечения транспортных (а), буродоставочных и вспомогательных (б) выработок при эксплуатации самоходных машин:

1 — магистраль сжатого воздуха и воды; 2 — знак «Пешеходная дорожка»; 3 — подвеска светильников; 4 — знак «Ограничение скорости»; 5 — вентиляционная труба; 6 — подвеска кабелей; 7 — транспортная машина; 8 — канавка; 9 — тротуар; 10 — знак «Движение людей запрещено»; R и r — соответственно большой и малый радиусы свода; x — минимальное расстояние между кузовом машины и выступающей частью подвески (не менее 500–600 мм); h_B и h_M — 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 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 ниши. 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 непостоянный характер, сооружение тротуара или пешеходной дорожки нецелесообразно. Ширину проезжей части A с учетом массы машин определяем по формуле

$$A = b + 1,5\delta + 12v, \quad (4.3)$$

где b и δ — соответственно ширина машины и профиля покрышки, мм; v — скорость движения машины, км/ч.

На поворотах проезжая часть должна быть расширена на величину выбега ΔA

$$\Delta A = (R_n - R_v) - b, \quad (4.4)$$

где R_n , R_v — соответственно наружный и внутренний радиусы поворота, м.

Рекомендуемые радиусы закругления выработок для нормальных R_1 и стесненных R_2 условий приведены ниже [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 водоотводной 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 задевания 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 проезжую 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 достигать 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 посредине проезжей части или между проезжей частью и стенкой выработки. Расположение водоотливной канавы посредине 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 плитами 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. Приподнятая стена канавы выполняет функции ограждения проезжей части. Для стока воды в ней необходимо оставить щели. В погрузочно-доставочных, подэтажных буровых и вспомогательных выработках канава не устраивается, 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].

Таблица 4.2

Класс	Выработка	Общая масса автотранспортных средств, т	Срок службы выработки, лет	Рекомендуемое 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 подэтажная	10—20	3—5	Без покрытия с планировкой
IV	Вспомогательная	20—40	10—15	Щебеночное с пропиткой битумоцементным вяжущим толщиной 300 мм
		10—20	5—10	Щебеночное
	10—20	3—5	Без покрытия	

Высота выработок складывается из высоты свода (определяется геометрическим построением) и высоты прямого участка стенки выработки (≥ 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 машин «с шапкой» 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 машин угол подъема транспортных выработок ограничен эксплуатационными расходами.

Рекомендуемые значения продольных нормального β_1 и максимального β_2 уклонов выработок на коротких участках приведены ниже [29].

Уклон, градус	β_1	β_2
Основные вскрывающие автотранспортные наклонные съезды при движении:		
грузовом и двустороннем	6	8
порожняковым	8	10
Вспомогательные уклоны:		
для перевозки людей, оборудования и материалов	8	10
для передвижения машин	10	12

Примечание. На затяжных уклонах через каждые 600 м необходимо устраивать разгрузочные площадки длиной не менее 40 м с уклоном не более 1°, на закруглениях продольный уклон при радиусе менее 4 м уменьшается на 0,02, при радиусе менее 20 м — на 0,04.

Сопряжение 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. Конструкция 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 ≤ 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, открываемым 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 МАШИН

Один из главных факторов эффективного использования самоходного оборудования в подземных условиях — правильная организация технического обслуживания и ремонта машин.

* Авторы конструкции инж. А. Г. Диккерт, Д. А. Субботин.

Создание того или иного вида ремонтной службы зависит от схемы вскрытия и размеров 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

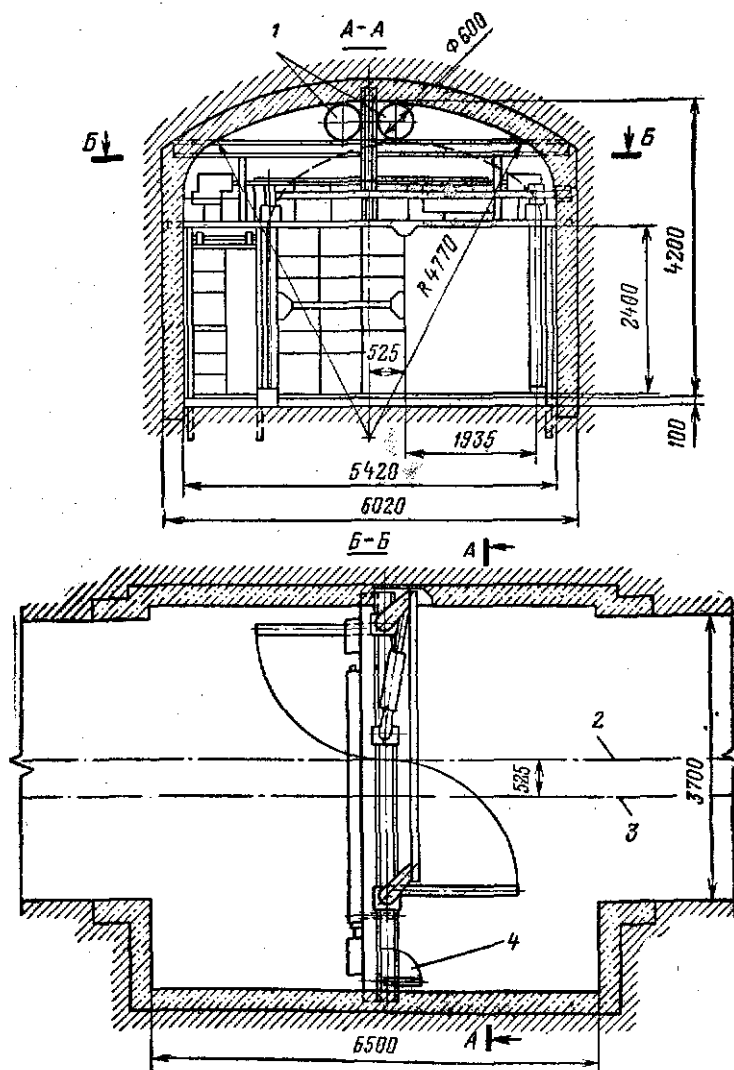


Рис. 4.5. Схема установки вентиляционной двери в выработке, предназначенной для автотранспорта:

1 — вентиляционные трубы; 2 и 3 — соответственно ось дверей и камеры; 4 — дверь для пешеходов

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).

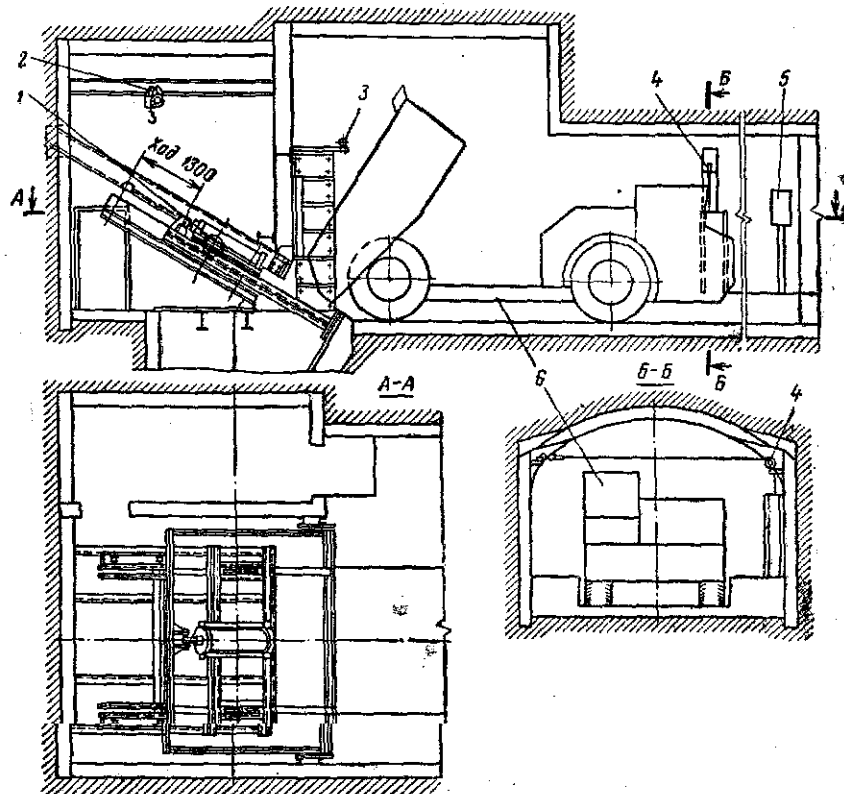


Рис. 4.6. Схема разгрузочной камеры:

1 — шиберный затвор; 2 — таль; 3 — установка гидроплечедавления; 4 — выключатель световых сигналов; 5 — сигнальный щит; 6 — автосамосвал

При отсутствии наклонного съезда с выходом на поверхность и наличии большого масштаба работ возникает необходимость в сооружении специальных ремонтных выработок под землей.

На рудниках Дзержказгана 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 машин,

очистки воды, сварочных работ, регулировки дизелей, шиномонтажного участка, перфораторной и инструментальной мастерских и ремонтного пункта. Эти сооружения оборудованы подвесными электрокранами, ремонтными канавками, станками, прессами, маслораздаточным оборудованием и механизированным пневматическим инструментом.

Предусмотрена принудительная вентиляция камерных выработок комплекса. Свежий воздух омывает все камерные выработки и выдается через вентиляционный восстающий в наклонную выработку.

Для технического обслуживания и текущего ремонта мало-подвижного 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, платформы 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 топливопропускной скважине, у которой также предусмотрен склад (см. рис. 1.23).

Параметры типовых складов ГСМ, совмещенных с заправочными пунктами

Общая вместимость заправочных пунктов, м ³ . . .	3	6	10
Площадь камеры, м ²	172	199	295
Объем камеры, м ³	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 (машинного) масла	—	—	1(1)
для масел и смазок в таре, м ³	0,5	1	1
Пропускная способность, маш/смену	18	18	36

* В скобках приведена вместимость емкости, м³.

Ориентировочное распределение трудоемкости технического обслуживания (ТО) и текущих ремонтов (ТР) самоходных машин по видам работ, выполняемых в подземных условиях, приведено в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Вид работ	Трудоемкость работ, чел.-ч		Удельный вес работ, %	
	ТО	ТР	ТО	ТР
Моечно-очистные	9,9	3,8	13	1
Крепежные и контрольно-регулирующие	41,8	163,2	55	42,5
Смазочные	5,3	73	7	19
Электротехнические и аккумуляторные	3,8	23	5	6
Разборочно-сборочные и слесарные	3,8	38,4	5	10
Ремонт и обслуживание системы питания и топливной аппаратуры	5,3	30,7	7	8
Сварочные	—	21,2	—	5,5
Шинномонтажные	61,1	30,7	8	8

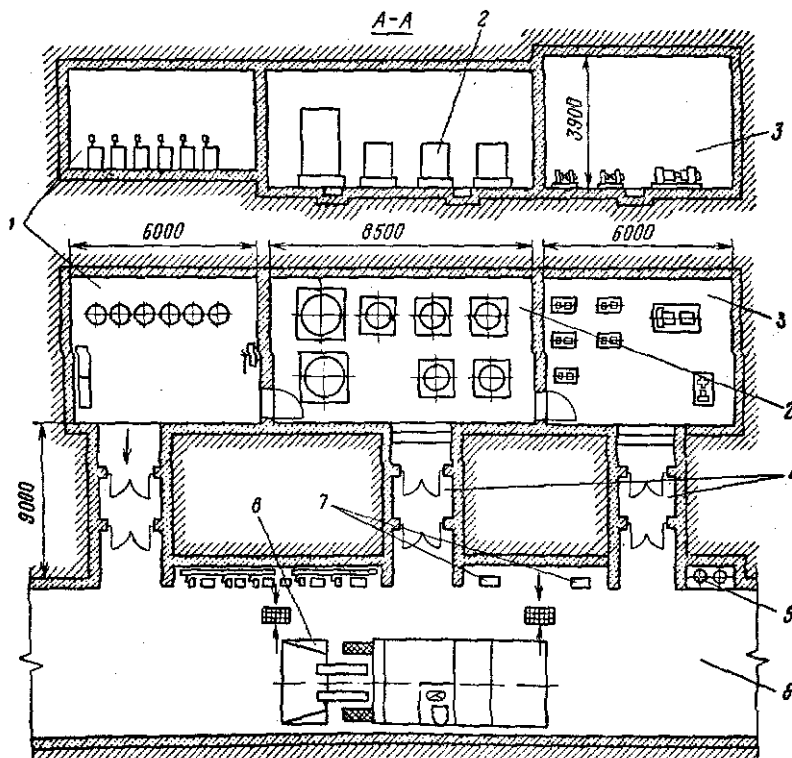


Рис. 4.7. Схема склада ГСМ и топливозаправочного пункта:
 1, 2 и 3 — соответственно камеры тарного хранения масел, резервуарного хранения топлива и для установки насосов; 4 — соединительные ходки; 5 — сливное устройство; 6 — заправочная камера; 7 — раздаточные колонки топлива и масел; 8 — место стоянки заправочной машины

Число постов в ремонтном пункте для комплексов, состоящих из 6, 11, 16 и 31 машины при двух добычных сменах, приведено ниже.

Комплекс	I	II	III	IV
Число эксплуатируемых машин:				
самоходных бурильных установок	2	3	5	10
погрузочно-доставочных	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.

Т а б л и ц а 4.4

Вид ремонта	Периодичность (наработка), ч	Продолжительность ремонта, ч	Число ремонтов		Вид ремонта	Периодичность (наработка), ч	Продолжительность ремонта, ч	Число ремонтов	
			в цикле	в году				в цикле	в году
МоАЗ-6401					ПД-8, ПНБ-3к				
ТО	470	8	9	4	ТО	470	6	12	—
ТР	940	48	8	4	ТР	1410	72	5	—
КР	8460	160	1	—	КР	8460	180	1	—

Трудоемкость ТО автосамосвала МоАЗ-6401 составляет 29 чел-ч, а ТР — 192 чел-ч.

После одного капитального ремонта машины теряют 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	27 600	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 ²	326 410 547 430 541 745 591 750 1083		
Объем камер**, м ³	2115 2990 5070 2783 4099 7169 3978 5924 11692		
Расход воздуха (при давлении 0,5 МПа), м ³ /мин	46	56	80
Расход воды (периодический), м ³ /сут	10	15	25
Установленная мощность электропотребителей, кВт	90	110	170

Мощность сварочного трансформатора, кВ·А 32 32 32

* Режим работы: 260 дней в году, 2 смены в сутки по 7 часов.
 ** Для I, II и III типоразмера с шириной машины соответственно: 1300—1700; 2000—2500 и 2800—3200 мм.

Спецификация основного оборудования ремонтных пунктов

Число постов	1	3	5
Станок токарно-винторезный	—	1	1
Станок вертикальный сверлильный	1	1	1
Станок обдирочно-шлифовальный	1	1	1
Станок настольно-сверлильный	—	1	1
Пресс гидравлический	1	1	1
Плита правильно-гибочная	1	1	1
Стенд контрольно-испытательный 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:			
слесарный	1	2	4
для электромонтажных работ	1	1	1
Стеллаж для деталей	2	3	4
Агрегат вентиляционный	1	2	3
Насос центробежный	1	1	1
Верстак, бак, ящик, тележка, решетка, набор ин-			
струментов, домкрат, приборное и прочее обо-			
рудование (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 (нерельсового) оборудования в подземных рудниках минимальная норма подачи свежего воздуха составляет 6,8 м³/мин на 1 кВт мощности двигателя.

В расчете потребного расхода воздуха по этой норме 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 установленной, однако при транспортировании горной массы она уменьшается и меняется в зависимости от состояния покрытия проезжей части и уклона выработки.

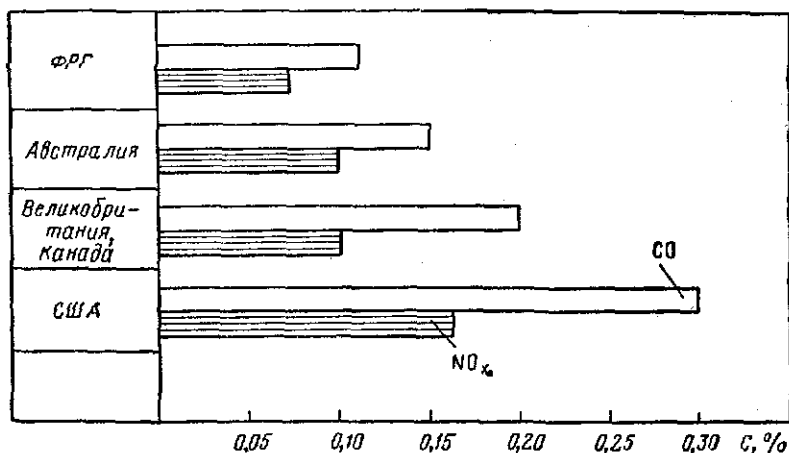


Рис. 4.8. Диаграмма предельно допустимых концентраций окиси углерода и окислов азота в выхлопных газах дизельных двигателей, подлежащих снятию с эксплуатации, принятых в разных странах

Поэтому наиболее представительна для расчета объема газовой выделения и потребного расхода воздуха усредненная мощность за цикл и час работы машины $N_{\text{усред}}$, которая определяется как среднеарифметическая сумма мощностей N , развиваемых двигателем на каждом из участков трассы за время t' прохождения их машиной:

$$N_{\text{усред}} = \frac{N_1 t'_1 + N_2 t'_2 + \dots + N_n t'_n}{t'_1 + t'_2 + \dots + t'_n} \quad (4.5)$$

В качестве примера рассмотрим изменение фактической мощности и значение усредненной мощности для ковшовой погрузочно-транспортной машины с массой машины и груза 30 т и установленной 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, определяем мощность двигателя машины при перемещении ее на остальных участках трассы:

$$N_2 = \frac{9,81 \cdot 30 (40 - 140) 1,1}{1000 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,97} \cong -40 \text{ кВт};$$

Таблица 4.5

Газ	Предельно допустимая концентрация, % по объему						
	СССР	США	Канада	ФРГ	Швеция	Финляндия	Япония
Оксид углерода CO	0,0016	0,01	0,002	0,0096	0,006	0,005	0,01
Оксиды азота NO, NO ₂	0,00025*	0,00125	0,0005	0,00055	0,002	0,0005	0,0005
Акролен C ₃ H ₄ O	0,00003	0,000053	—	—	0,0005	—	0,00053
Формальдегид CH ₂ O	0,00004	0,00053	—	0,00048	—	—	—
Сернистый газ SO ₂	0,00035	0,0005	—	0,00091	—	0,0005	—
Углекислый газ CO ₂	0,5**	0,5	0,5	0,5	—	—	—

* В пересчете на N₂O₅ равна 0,0001 %.

** В угольных шахтах.

Таблица 4.6

Номер участка	Вид работы	Покрытие	Удельное сопротивление, Н/кН	Расстояние, м	Уклон		Расчетная скорость, м/с	Время t, мин
					градус	%		
1	Погрузка	Без покрытия	До 150	20	0	—	0—1,1	1
2	Транспортирование: под уклон	Щебеночное	40	100	8	140	1,1	1,5
3	по горизонтали	Бетонное	25	200	0	—	3,3	1
4	на подъём	То же	25	300	6	105	2,2	2,25

$$N_3 = \frac{9,81 \cdot 30 (25 \pm 0) 3,3}{1000 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,97} \cong 30 \text{ кВт}; \quad N_4 = \frac{9,81 \cdot 30 (25 + 105) 2,2}{1000 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,97} \cong 102 \text{ кВт},$$

тогда по формуле (4.5) определяем усредненную мощность

$$N_{\text{усред}} = \frac{147 \cdot 1 + 40 \cdot 1,5 + 30 \cdot 1 + 102 \cdot 2,25}{1 + 1,5 + 1 + 2,25} \cong 80 \text{ кВт}.$$

Полученный результат увеличиваем на 5—10 % из-за неравномерности нагрузки $N_{\text{усред}} = 85 \div 89$ 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

$$q = Q_{\text{ц}} n / (2 \cdot 60 \cdot 1000), \quad (4.6)$$

где $Q_{\text{ц}}$ — рабочий объем цилиндров, л; n — частота вращения коленчатого вала двигателя, мин^{-1} .

Расход воздуха ($\text{м}^3/\text{мин}$) при известной кратности разбавления η определяем по формуле

$$\theta = q\eta/60. \quad (4.7)$$

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	
			$\text{м}^3/\text{мин}$	$\text{м}^3/\text{мин}$ на 1 кВт
«Дейц»				
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	566	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
«Кируна»	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.

*** Из расчета 1500 м^3 на 1 кг сжигаемого топлива.

Удельный расход воздуха, исходя из мощности двигателя и расхода топлива, составляет 4,4—5,4 м³/мин на 1 кВт, что ниже установленного инструкцией 6,8 м³/мин на 1 кВт, однако он близок к значению, полученному Гипроникелем и равному 5,15 м³/мин на 1 кВт [43].

Расчет необходимого расхода воздуха на основе суммарного значения концентраций окислов азота C_{NO_x} без учета различий токсичности NO_2 и NO дает завышенный результат.

Посредством замеров установлено, что концентрация окислов азота определяется следующим соотношением: $C_{NO} = 0,8C_{NO_x}$, т. е. наиболее токсичная часть окислов азота NO_2 составляет не более 20 %.

Формула для определения удельного расхода воздуха имеет вид

$$C_{NO_2}/ПДК_{NO_2} + C_{NO}/ПДК_{NO} + C_{CO}/ПДК_{CO} \leq 1. \quad (4.8)$$

Таким образом, расчеты расхода воздуха, необходимого для проветривания рабочих мест дизельных машин, исходя из удельного расхода воздуха, равного 5,4 м³/мин на 1 кВт фактической усредненной часовой мощности машины или из расхода воздуха 1500—2000 м³ 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 отдельной 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, компоновки 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 необходимы квалифицированные кадры.

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 неприемлемость 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 поэтажных 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 машины 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, б.

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

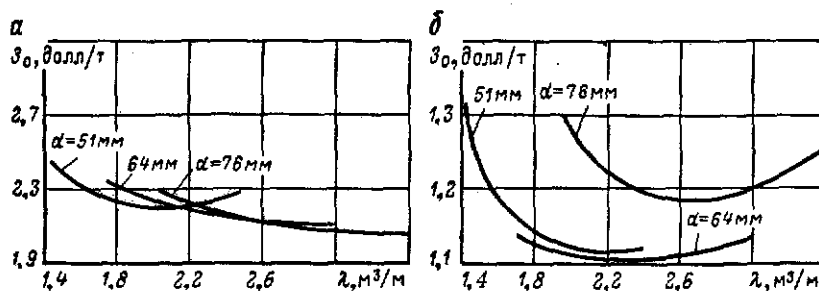


Рис. 5.1. Графики зависимости затрат на очистную выемку Z_0 при работе двух ПТМ с ковшем вместимостью соответственно 5 м^3 (а) и 8 м^3 (б) от выхода горной массы с 1 м скважины λ при различных диаметрах скважин d и системе разработки подэтажными штреками

может быть различным. Иллюстрацией этому является пример разных подходов к уровню механизации на двух шведских рудниках «А» и «Б», разрабатывающих крутые рудные тела системами с закладкой выработанного пространства в один и тот же период времени [9], основные показатели которых приведены ниже.

Рудник	«А»	«Б»
Горно-технические условия:		
площадь рудного тела, м^2	7500	10 000
колебания мощности залежи, м	10—35	1—20
средняя мощность залежи, м	20	6
длина по простиранию, м	375	1500
число:		
очистных забоев	1	5
наклонных съездов	1	5
средняя длина доставки, м	175	40
Комплексы оборудования:		
электрогидравлическая бурильная установка с 2 стрелами	1	—
пневматическая бурильная установка с 2 стрелами	—	5
дизельные ПТМ с ковшем вместимостью, м^3 :		
5	2	—
3,8	—	3
2 и 1,7	—	2
Машина для зарядки скважин	1	5
Бурильная установка для бурения скважин под крепь	1	—
Машина для обorkи кровли	1	—
Стоимость оборудования, млн. шведских крон	3,4	5,3
В том числе:		
на 1 т добытой руды	10	18
на 1 м^2 рудной площади	450	525
Годовая производительность рудника, тыс. т	300	300
Трудоёмкость при добыче 1000 т руды, чел-ч	60	150
Годовое понижение выемки, м	45	30

На руднике «А» механизация с применением гидравлических бурильных 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 концентрация 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 \mathcal{E} , в том числе и самоходных машин, определяем по формуле

$$\mathcal{E} = [(Z_c + EK_c) - (Z_n + EK_n)] A_r, \quad (5.1)$$

где Z_c и Z_n — соответственно затраты на выполнение работ при применении старой и новой техники, руб.; E — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; K_c и K_n — соответственно удельное капиталовложение на старое и новое оборудование, руб.; A_r — 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 бурильных установок, погрузочно-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 слоевых 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 ремонт, техобслуживание, а также из расходов на заработную плату водителей и операторов, 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 ξ (средние ежегодные вложения — распределение поставочной цены), учитывающий фактор времени, значения которого приведены ниже.

Годы	1	2	3	4	5	6	7
ξ	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*	
Бурильные станки и установки	30	20	10	5
Бурильные самоходные установки	40,1	24,8	15,3	4,03
Погрузочно-транспортные машины	40,1	24,8	15,3	4,03
Полки 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 α_t , 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 α_t , 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

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:			
ковшовой ПТМ	20 000	15 000	10 000
автосамосвала	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: $121\,000 \cdot 0,58 \cdot 0,12/3290 = 2,56$ 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 покрышек, ч:			
ковшовой ПТМ	1300	800	400
автосамосвала	4000	3500	3000
Число реставраций	6	4	2
Коэффициент для расчета стоимости	1,1	1	0,9

Стоимость покрышек определяем по формуле

$$C_n = (C_{н.п} + C_{р.п}n_p)/(t_{н.п} + t_{р.п}Kn_p), \quad (5.3)$$

где $C_{н.п}$ и $C_{р.п}$ — соответственно цены новой и реставрированной покрышки ($C_{р.п} = 0,75C_{н.п}$); n_p — число реставраций; $t_{н.п}$, $t_{р.п}$ —

соответственно сроки службы новой и реставрированной покрышки;
 K — коэффициент для расчета стоимости.

Подставляя в формулу (5.3) числовые значения, получим стоимость покрышек

$$C_{\pi} = (4700 + 3525 \cdot 4) / (1300 + 1300 \cdot 1,1 \cdot 4) = 2,68 \text{ руб/ч.}$$

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.

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:

$$8,96 + 18,3 \approx 27,3 \text{ руб/ч.}$$

При часовой производительности ПТМ, равной 100 т, затраты на погрузку и транспортирование руды равны 0,28 руб/т.

Аналогично расчет выполняют для бурильных установок, принимая во внимание расход энергии буровых штанг и коронок с учетом их стойкости в конкретных условиях.

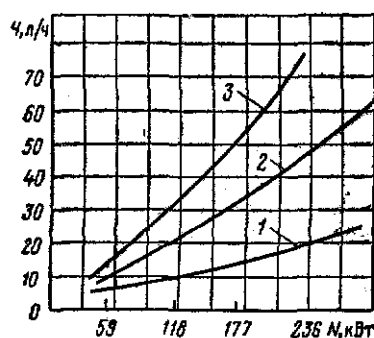


Рис. 5.2. График зависимости расчетного часового расхода топлива Ч от установленной мощности N двигателей типа «Дейц» при легких (1), средних (2) и тяжелых (3) условиях работы

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

$$Z_d + Z_o \leq Z_{т.л} a_m E_d E_o, \quad (5.4)$$

где Z_d и Z_o — соответственно затраты на добычу и обогащение, руб/т; $Z_{т.л} = C - Z_m / 100$ — стоимость тонно-процента металла, руб/(т·%), подсчитанная по оптовой цене C за вычетом затрат на металлургический передел Z_m ; a_m — содержание металла в руде (для полиметаллических руд принимают условный металл, приведение к которому осуществляется по извлекаемой ценности находящихся в руде полезных компонентов), %; $E_d = (1 - r)$ —

коэффициент качественного извлечения руд при добыче, доли единицы; r — разубоживание руды, доли единицы; E_o — общий коэффициент извлечения при обогащении и металлургическом переделе, доли единицы, определяемый по формуле

$$E_o = \sum_1^n E_k E_m, \quad (5.5)$$

где \sum_1^n — сумма извлечений металла в различные концентраты; E_k и E_m — 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 исключены затраты на металлургический передел.

Содержание металла a_m и коэффициент извлечения E_o связаны зависимостью, аналитическое выражение которой получено на основе фактических данных и рассчитано на ЭВМ Минск-32 для свинцово-цинковых и медно-цинковых руд:

$$E_o = A/a_m^2 + B/a_m + C, \quad (5.6)$$

где A , B и C — постоянные коэффициенты, определенные для каждого типа руд.

Затраты на металлургический передел при сохранении качества концентратов, а следовательно, и стоимость тонко-процента металла в определенном интервале содержаний принимаются постоянными величинами.

Коэффициент качественного извлечения руды при добыче E_d также является постоянной величиной для определенных условий и данной системы разработки, однако при сравнении систем разработки, характеризующихся различным разубоживанием руды, E_d 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 закладкой и использованием самоходного оборудования, возникает необходимость установить допустимый уровень затрат на оборудование и закладку, компенсируемый дополнительно извлекаемой ценностью металла:

$$\Delta(Z_d + Z_o) \leq (Z a_m E_d E_o) \Delta\Pi, \quad (5.7)$$

где $\Delta\Pi$ — 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 Джеккаганского месторождения на большинстве участков, где залегают рядовые по содержанию металла руды, использование систем с закладкой выработанного пространства технически сложно и экономически не оправдано.

Очевидно, что применение системы с большими потерями допустимо в том случае, если возможна компенсация теряемой руды, а ее ценность будет восстановлена с меньшими затратами по сравнению с получаемой прибылью, т. е. $\Pi_T \geq Z$, где Π_T — общая прибыль, полученная за счет более низких затрат на добычу руды; Z — 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:

$$Z = (D_p + K_c) B_n, \quad (5.8)$$

где B_n — количество потерянного металла, т.

При определении прибыли Π_T необходимо различать два случая. При $T_3 \leq t_c$ (где T_3 — 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

$$\Pi_T = A_r \Delta p T_3, \quad (5.9)$$

где A_r — годовой объем добычи руды, т; Δp — дополнительная прибыль, определяемая в данном случае как разность затрат на добычу руды в сравниваемых вариантах, руб/т.

При $T_3 > t_c$ предприятие в период $T_3 - t_c$ получает чистую прибыль. В этом случае при определении прибыли необходимо учитывать фактор времени

$$\Pi_T = A_r \Delta p t_c + \sum_{n=1}^{n=T_3-t_c} A_r \Delta p (1 + E)^{T_3-(t_c+n)}, \quad (5.10)$$

где E — нормативный коэффициент для приведения разновременных затрат.

Правое слагаемое в формуле (5.10) характеризует приведенную прибыль за период $T_3 - T_c$ 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 РУДНИКАХ

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 закладкой выработанного пространства, 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 проходчиков повысилась в 3—4 раза. Среднемесячные скорости проходки увеличились 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 освещенных в настоящей книге.

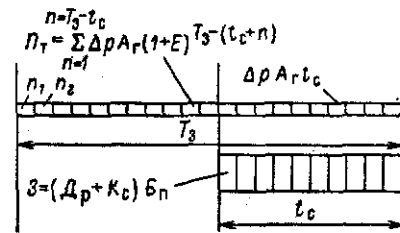


Рис. 5.3. Схема приведения разновременных затрат и прибыли

Таблица 5.2

Предприятие	Горно-технологические условия			Объем горно-подготовительных работ на 1000 т руды, м³	Сменная производительность труда		
	Форма залежи, ширина × высота блока, м	f	ρ, т/м³		при очистных работах, т/чел	при проведении выработок, м³/чел	по системе (блоку), т/чел
<i>Камерно-столбовая система</i>							
Джезказганский ГМК Ачсайский ПМК СУБР	Пологая, 20 × (3—16)	12—16	2,6	20—24	48—55	8—9	40
	Наклонная (15—35°), 8 × (2,5—14)	10—14	2,8—3,2	20—35	70—80	14—16	66
	Наклонная (16—45°), 120 × (3,5—8)	3—10	2,75	41—46	20—23	8—9	19—22
<i>Система разработки со сплошной слоевой выемкой руды и валадой</i>							
Норильский ГМК	Пологая (6—20°), (6—8) × (3—4)	8—10	4,3	45—60	34—50	3	20
<i>Этажно-камерная система с валадой</i>							
Гайский рудник Радерский рудник Тишинский рудник	Крутая (60—90°), 15 × 60	8—16	3,6—3,9	30—34	60—90	7—8	48—54
	Крутонаклонная (60°), (7—20) × 40	12—18	2,8	30—40	84	7	26—30
	Крутая (80—90°), 8 × 60	7—14	3	40—50	40—70	8	30
<i>Система разработки с подэтажным обрушением</i>							
Алтын-Топканский рудник Салаирский рудник	Крутая (60—80°), (15—40) × 70	12—18	3,3	43—56	100*	15	27
	Крутонаклонная (50—55°), 30 × 40	8—12	3	24—26	31	3—4	18

Система разработки подэтажными штраками

Солнечный ГОК Северный рудник	Крутая (50—90°), (3—20)×60	3—10—18	3	35—45	26—35	4—7	28
	Кругозаклонная, (35—60°), 2—10	8—10	3,2	—	20—32	5	—

Камерная система с вкладкой

Джезказганский ГМК СУБР Белусовский рудник Верхний рудник	Пологая	12—16	2,5	—	37	8	27
	Наклонная	3—10	2,75	—	22	8	21
	Крутая (60—90°), (3—8)×60	10—12	3—4,5	50	54	3	29
	Крутая, (5—20)×70	15—16	3,4	25—30	56	12	24

Система разработки с этажным принудительным обрушением

Тырнаузский ВМК Никитовский рудник	Крутая, 65×75	16—18	3	24	80—150*	5—6	—
	Крутая (60—80°), 30—60	10—12	2,5	30—40	160*	6—7	30

* При выпуске и доставке руды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Алексеев Ф. К., Салганик 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 буровых работ при различных схемах очистной выемки на руднике Октябрьский Норильского ГМК / А. А. Белевич, А. С. Пахомов, А. А. Смирнов и др.*— *Тр. Гипроникеля*, 1980, с. 45—53.
3. *Бронников Д. М., Замесов Н. Ф., Богданов Г. И.* Разработка руд на больших глубинах. М., Недра, 1982.
4. *Байконуров О. А., Филимонов А. Т., Калошин С. Г.* Комплексная механизация подземной разработки руд. М., Недра, 1981.
5. *Волков Ю. В., Брызгулевский И. В., Печин В. Ф.* Применение этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой на Гайском руднике.— *Цветная металлургия*, 1979, № 8, с. 18—19.
6. *Внедрение системы разработки горизонтальными слоями с закладкой и использованием самоходного оборудования на Зодском руднике / А. А. Степин, Т. В. Пейхель, А. Х. Адиебян и др.*— *Горный журнал*, 1982, № 10, с. 28—30.
7. *Воронюк 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 П. М.* Типовые подземные пункты обслуживания самоходного оборудования.— *Горный журнал*, 1979, № 3, с. 42—43.
9. *Гуннар А.* Взаимодействие между механизацией, объемом добычи, производительностью при ведении подземных горных работ.— В кн.: *Материалы горного конгресса*, Белград, 1982, с. 319—337.
10. *Гришин 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 Б. П.* Подземная разработка бокситовых месторождений. М., Недра, 1983.
12. *Дивисенко 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. *Денисенко М. А.* Совершенствование технологии доставки руды ковшовыми погрузочно-доставочными машинами при донном выпуске. Автореф. канд. дис. М., МГИ, 1980.
14. *Ерофеев И. Е.* Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. М., Недра, 1977.
15. *Зурабишвили И. И., Микадзе Л. Б.* Оптимизация вскрытия и подготовки пологих рудных месторождений. М., Недра, 1983.
16. *Именищев В. Р.* Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М., Недра, 1984.
17. *Иванов К. И., Ципкис А. М.* Бурение шпуров и скважин самоходными шахтными установками. М., Недра, 1983.
18. *Ковшовые погрузочно-транспортные машины / П. А. Короляков, Г. С. Кордюков, Ю. Н. Павлов и др.* М., Недра, 1980.
19. *Кальницкий Я. Б.* Безопасная эксплуатация подземного самоходного оборудования. М., Недра, 1982.
20. *Каплунов 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. Каплунов Д. Р., Тихомиров А. П., Юков В. А. Состояние и пути повышения эффективности технического перевооружения подземных рудников цветной металлургии. М., ЦНИИцветмет экономики и информации, 1981.
22. Кириченко Г. С., Звекон В. А., Айнбиндер И. И. Исследование систем разработки с закладкой 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 эксплуатации самоходного оборудования на Риддерском руднике / В. В. Шкарпетин, И. П. Черкасов, Л. А. Сидельников и др.— Горный журнал, 1978, № 7, с. 41—43.
27. Об эффективности разработки мощных рудных залежей системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды / А. М. Фрейдин, В. Б. Перфильев, Б. Д. Зырянов и др.— Горный журнал, 1982, № 2, с. 28—29.
28. Опыт эксплуатации бурового инструмента, применяемого для самоходного оборудования на горных предприятиях цветной металлургии / А. М. Чувилин, А. П. Тихомиров, С. Х. Махмудов и др. М., ЦНИИцветмет экономики и информации, 1984.
29. Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий. М., Минуглепром, 1981.
30. Повлюк Е. Г. Исследование параметров выработок горизонта погрузки при системах с массовым обрушением руды и использовании самоходных ПДМ с ковшем большой емкости. Автореф. канд. дис., Орджоникидзе, СКГМИ, 1978.
31. Проектирование предприятий цветной металлургии / Ю. П. Вороненков, М. Г. Седлов, В. А. Пуговкин и др.— В кн.: К 50-летию Гипроцветмета, М., Металлургия, 1979.
32. Применение самоходного оборудования на Хрустальненском комбинате / В. В. Шкарпетин, Б. Д. Зырянов, С. П. Галченко и др.— Горный журнал, 1978, № 7, с. 38—41.
33. Разработка рудных месторождений Любинского медного округа / З. Славенски, Я. Мацесвич, П. Збигнев и др.— В кн.: Материалы горного конгресса, Белград, 1982, с. 322—334.
34. Скорняков Ю. Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. М., Недра, 1978.
35. Скорняков 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 полных и наклонных рудных месторождений средней мощности в сложных горно-геологических условиях.— В кн.: Выбор основных параметров подземной разработки рудных месторождений. М., ИПКОН АН СССР, 1981, с. 159—174.
37. Славиковский О. В. Подземная разработка месторождений руд цветных металлов на больших глубинах за рубежом. М., ЦНИИцветмет экономики и информации, 1983.
38. Сурнин В. М. Исследование параметров и рациональной области применения ковшовых 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 Молодежный / Л. А. Артемьев, 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 Заполярное / Г. Г. Аношин, А. В. Гранин, А. И. Третьяков и др.— Горный журнал, 1983, № 4, с. 22—25.
41. Фабричных С. М., Петухов В. Н. Опыт применения систем разработки

- с закладкой на Лениногорском полиметаллическом комбинате.— Цветная металлургия, 1982, № 14, с. 19—22.
42. Фугзан М. Д., Каллунов Д. Р., Пазынич В. И. Интенсивность подземной эксплуатации рудных месторождений. М., Наука, 1980.
43. Школьникова Р. И., Свердлова Н. С., Кузнецов Г. И. Обоснованный удельной норматив подачи воздуха в горные выработки при работе самоходного оборудования с дизельным приводом.— Тр. Гипроникеля, 1980, с. 130—137.
44. Шрайман Л. И. Машины для бурения шпуров и скважин за рубежом. М., ЦНИИцветмет экономики и информации, 1977.
45. Этажно-камерная система разработки с торцовым выпуском руды/Ю. В. Волков, И. В. Брызгулевский, С. М. Аксенов и др.— Горный журнал, 1982, № 2, с. 25—28.
46. А. с. 403853 (СССР). Способ разработки мощных рудных залежей/Ю. Г. Скорняков. Оpubл. в Б. И., 1973, № 43.
47. А. с. 1054543 (СССР). Способ разработки рудных залежей/Ю. Г. Скорняков. Оpubл. в Б. И., 1983, № 42.
48. Chatterjee P. K. and Just G. D. Costanalysis for the design and operation of Sublevel open Stopping. — Mining Engineering, 1981, № 10, p. 14—49.
49. Promising Future for Elurd. — Mining Journal, 1983, № 15, p. 40.
50. Cut — and — file mining at Boliden. — 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 на поверхность	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 закладкой	60
2.1.4. Камерная система со сплошной выемкой и твердеющей закладкой	64
2.1.5. Системы разработки со сплошной слоевой выемкой руды и закладкой 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 закладкой выработанного пространства	72
2.2.3. Система разработки с доставкой руды взрывом	76
2.2.4. Камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и последующей закладкой	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 magazинированием руды и одновременным заполнением камеры закладкой в процессе выпуска руды	89
2.3.4. Этажно-камерная система с закладкой 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 закладкой выработанного пространства	105

3. Выбор самоходных машин и комплексов	110
3.1. Общие принципы выбора машин и формирование комплексов	110
3.2. Бурильные машины и установки	112
3.3. Погрузочно-транспортные и транспортные машины	134
3.3.1. Общие положения	134
3.3.2. Выбор типоразмера ковшовых погрузочно-транспортных машин	140
3.3.3. Выбор транспортных машин	145
3.3.4. Ковшово-бункерные погрузочно-транспортные машины	149
3.4. Машины вспомогательного назначения	149
3.4.1. Машины для заряжания шпуров и скважин	150
3.4.2. Машины для оборки и крепления кровли 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, заправки, 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 дворы	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. Зайцева*
Переплет художника *А. С. Андреева*
Технические редакторы *А. В. Трофимов, Н. В. Жидкова*
Корректоры *Р. А. Слобоженко, Т. М. Столярова*

ИБ № 6590

Сдано в набор 10.10.85. Подписано в печать 23.05.86. Т—13016. Формат 60×90/16. Бумага книжно-журн. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 13,0. Усл. кр.-отг. 13,26. Уч.-изд. л. 14,0. Тираж 3000 экз. Заказ 5-407/795-10. Цена 90 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, Третьяковский проезд, 1/19.
Книжная фабрика «Коммунист», 310012, Харьков-12, ул. Энгельса, 11.