

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РСФСР

СЕВЕРО-КАВКАЗСКИЙ ОРДЕНА ДРУЖБЫ НАРОДОВ  
ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ

---

Х. Г. КАБИСОВ

# СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ НА ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

*Учебное пособие*

ОРДЖОНИКИДЗЕ  
СЕВЕРО-ОСЕТИНСКИЙ ГОСУНИВЕРСИТЕТ 1986

**РЕЦЕНЗЕНТЫ:** главный инженер института Кавказгипроцветмет Алборов З. Б., главный инженер проекта института Кавказгипроцветмет Туаев Т. Б.

**Кабисов Х. Г.**

**Система разработки с магазинированием руды на жильных месторождениях.**  
Орджоникидзе: — Северо-Осетинский госуниверситет, 1986.

Данное пособие подготовлено кафедрой технологии разработки месторождений Северо-Кавказского ордена Дружбы народов горно-металлургического института.

В учебном пособии рассмотрены особенности технологии системы с магазинированием руды на жильных месторождениях, изложены вопросы конструирования и расчета подготовительных и нарезных выработок, приведены рекомендации по повышению эффективности этой распространенной системы разработки в различных горнотехнических условиях.

Пособие предназначено для студентов горных вузов и учащихся горных техникумов. Однако оно вполне может быть использовано в практической работе инженерно-техническими работниками проектных организаций и рудников.

## ВВЕДЕНИЕ

Система с магазинированием руды является одним из распространенных способов подземной разработки жильных месторождений. В СССР более 20 лет назад доля ее участия в общей добыче руд цветных металлов составила: кобальтовых — 40; медных — 51; свинцово-цинковых — 58; вольфрамо-молибденовых — 83,4%; а в таких отраслях промышленности, как золотая, оловянная, вольфрамовая и флюоритовая, она уже достигла 100% применения. С тех пор удельный вес системы с магазинированием руды не уменьшается, хотя по мере понижения уровня горных работ на рудниках горнотехнические условия для ее применения ухудшаются. За рубежом систему с магазинированием руды применяют во всех странах с развитой горнодобывающей промышленностью. Особенно широкое распространение она имеет на рудниках Румынии, Болгарии, Чехословакии, Венгрии, США, Канады, Англии, Франции, Японии и Австралии [3, 6].

Большие перспективы по повышению удельного веса системы с магазинированием руды на жильных месторождениях открылись за последнее время. На многих рудниках переходят на отработку камер блоков твердеющей или гидравлической закладкой, а также на отработку бедных руд с последующим выщелачиванием различными растворами прямо в отработанных камерах. Первоначальная отработка блоков в этих случаях также осуществляется системой с магазинированием руды.

Стремление к повсеместному применению системы с магазинированием руды объясняется рядом ее существенных преимуществ перед другими системами разработки жильных месторождений. Обычно с нею сопоставляют системы — потолкоуступной выемки с распорной крепью, подэтажных штреков, горизонтальных слоев с закладкой, слоевого обрушения, подэтажного обрушения или отработку этажей с применением бурильно-транспортного агрегата (БТА). Однако все эти системы разработки по своим технико-экономическим показателям значительно уступают системе с магазинированием руды в широком диапазоне горнотехнических условий.

При системе потолкоуступной выемки с распорной крепью зна-

чительные затраты труда и материалов на установку распорок и устройство настилов, местные утонения и раздувы в рудном теле приводят к значительным осложнениям при очистных работах, поэтому, невозможно производить отбойку и выдачу руды по сортам.

Система подэтажных штреков отличается относительно большим объемом нарезных выработок, проходка которых при зигзагообразном простирании и переменной мощности рудного тела, часто имеющего место на жильных месторождениях, требует много времени и обходится дорого. Отрабатываемые камеры блоков остаются открытыми и в результате разлета кусков руды при отбойке боковые стены разрушаются, особенно при наличии в них трещиноватых участков, что приводит к высокому разубоживанию руды.

Система горизонтальных слоев с закладкой является одним из самых дорогих способов подземной разработки жильных месторождений. Очистная выемка включает большое количество дополнительных забойных процессов, связанных с добычей и подачей закладочного материала в блок, его разравниванием, устройством настилов на свободной поверхности закладки с их последующими снятиями. При сухом закладочном материале, наиболее часто применяемом на жильных месторождениях, богатая металлом рудная мелочь попадает в закладку и обогащает ее. По этой причине, почти на всех рудниках, ранее применяющих системы с закладкой, переходят на повторную отработку этой так называемой металлоносной закладки, что связано с большими дополнительными затратами.

Применение системы слоевого обрушения экономически оправдывается при разработке богатых и ценных руд, залегающих в исключительно слабых вмещающих породах, не допускающих каких-либо обнажений. При ней в выработанном пространстве остается большое количество леса, гниение которого приводит к образованию вредных газов и высокой температуры, ухудшающих рудничную атмосферу и повышающих затраты на проветривание [4].

Недостатками системы подэтажного обрушения являются: большой объем нарезных выработок в блоке, высокие потери и разубоживание руды, необходимость одновременного применения нескольких погрузочно-доставочных средств в блоке или многократные переносы их с одних подэтажей на другие, что приводит к увеличению затрат труда и в итоге к удорожанию себестоимости добычи руды.

Технология разработки маломощных крутопадающих рудных тел с применением бурильно-транспортного агрегата является прогрессивным направлением при подземной добыче металлических полезных ископаемых. Однако техническая возможность и экономическая целесообразность ее применения ограничены весьма

жесткими условиями: исключительным постоянством мощности и прямолинейностью рудного тела по простиранию и падению; отсутствием тектонических смещений, разрывов сплошности и породных включений в руде; высокой устойчивостью как рудного тела, так и вмещающих пород.

Система с магазинированием руды свободна от недостатков, указанных при всех перечисленных системах разработки, и выгодно отличается от них, кроме того, обладает следующими положительными качествами: 1) полным отсутствием или, в неблагоприятных условиях, сравнительно малой величиной затрат на поддержание выработанных пространств; 2) возможностью ведения добычи руды одновременно на нескольких этажах и на разных участках одного и того же этажа и тем самым обеспечение любой требуемой интенсивности отработки месторождения; 3) в отработанных блоках всегда можно иметь определенный готовый резерв руды и выдавать ее в нужных количествах для шихтовки и обеспечения ритмичной работы; 4) исключительная гибкость системы: ее можно комбинировать со всеми системами разработки жильных месторождений, притом, на любой стадии отработки камеры блока от системы с магазинированием руды можно перейти на любую другую систему разработки, и наоборот; 5) возможность высокой механизации всех процессов по очистной выемке и легкость замены в любой момент одних механизмов другими.

Законное стремление к применению системы с магазинированием руды в различных горнотехнических условиях привело к созданию большого количества ее вариантов и модификаций, отличающихся разнообразием конструкции блоков, параметрами конструктивных элементов и способами выполнения отдельных технологических процессов.

Знание факторов, при которых все они обеспечивают получение наиболее высокого экономического эффекта, имеет большое значение для работников горной промышленности.

Данное учебное пособие предназначено для студентов горных институтов и учащихся горных техникумов как очного, так и заочного обучения. Оно рассчитано на получение углубленных знаний по системе с магазинированием руды при изучении курса «Разработка рудных и нерудных месторождений». Однако этим пособием для повышения своей квалификации самостоятельно могут пользоваться также ИТР рудников и рабочие, занятые на разработке жильных месторождений подземным способом.

---

# ГЛАВА 1. ОБЩИЕ ОСОБЕННОСТИ СИСТЕМЫ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

## 1.1. ОПИСАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ, ТЕРМИНОЛОГИЯ

Система с магазинированием руды отличается многообразием форм и размеров конструктивных элементов и разнообразием выполнения отдельных видов работ. Это делает невозможным отыскание такого фактически существующего ее варианта, который содержал бы все ее технологические особенности. По этой причине представленную на рис. 1.1 схему следует рассматривать как специально созданную для учебных целей.

Система с магазинированием руды применяется при этажной отработке месторождений. Поэтому во всех случаях первоначальным этапом горных работ при ней является проведение этажных штреков — нижнего откаточного 1 и верхнего вентиляционного 2. При рудной подготовке они располагаются в середине мощности рудного тела или по контакту с всячим боком. Способ поддержания их зависит от конструкции днища и крепости руды. В рассматриваемой схеме они поддерживаются рудными целиками и пройдены без крепления [1].

Через 40—80 м этажные штреки соединяют восстающими 3 и 4. Их часто называют блоковыми, потому что они проходятся для оконтуривания блоков и обслуживания работ в них, (в отличие от общеэтажных восстающих для запасного хода) или фланговыми, так как располагаются на границах блока. Если эти восстающие проходятся сразу до начала других последующих работ в блоке (восстающ. 3), то их на многих рудниках называют еще и сквозными. Часто, особенно при разработке маломощных жил, один из фланговых восстающих выкрепляется в выработанном пространстве одновременно с отбойкой руды (восстающ. 4) и тогда он называется наращиваемым.

Из сквозных фланговых восстающих при их проходке через каждые 4—5 м по высоте в обе стороны высекают горизонтальные выработки 5, высотой 1,8 м, шириной, равной ширине восстающего, и длиной обычно 1,5—2 м. Эти выработки на рудниках называют высечками, ходками или смотровыми окнами в зависимости от стадии отработки блока. Первый термин употребляется во время проведения подготовительных выработок в блоке, второй — при очистной выемке, так как они служат для сообщения с очистным забоем; а третий — в период окончательного выпуска руды из бло-

ка, потому что через эти выработки осуществляют наблюдение за выходом руды из блока.

Иногда с целью уменьшения размеров сечения фланговых восстающих в середине длины блока проходят еще один восстающий 6, называемый внутриблоковым или погашаемым. Он использует-

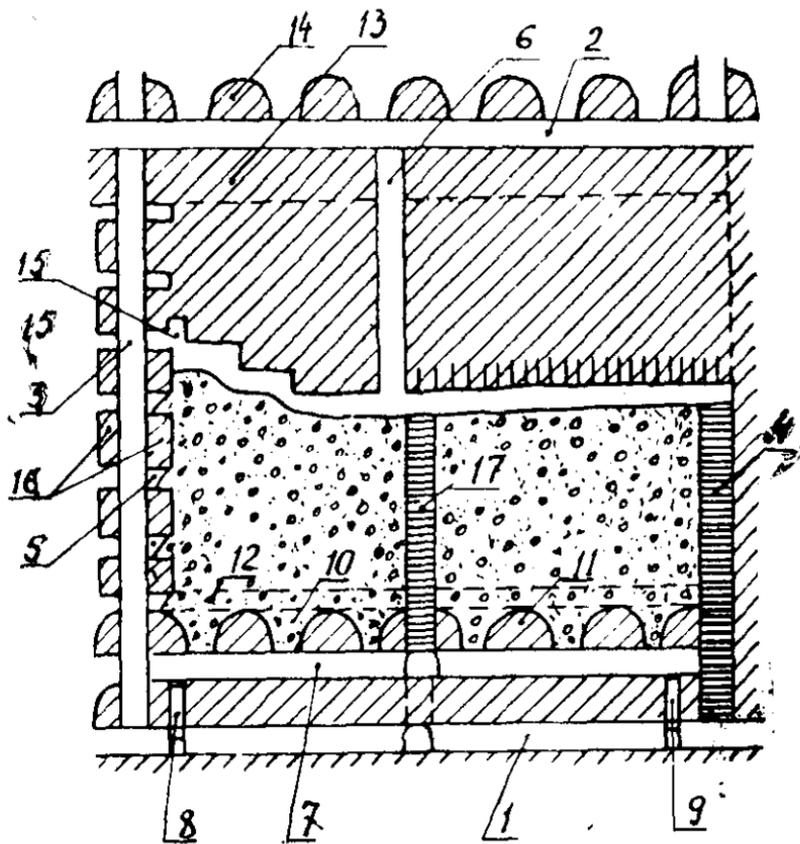


Рис. 1.1. Учебная схема системы с магазинированием руды.

ся для опускания в очистной забой крупногабаритного оборудования — станков для бурения скважин, скреперных лебедок для выравнивания свободной поверхности замагазинированной руды и длиномерных материалов. Эти восстающие за последнее время начали проходить с помощью подвесных клетей, проходческих комплексов типа КРВ или секционным взрыванием скважин, поэтому они часто оставляются без крепления. На верхнем штреке над ними устанавливают подъемные лебедки.

При определенных горнотехнических условиях над откаточным штреком на высоте 3—4 м от его кровли проходят штрек горизонта скреперования 7. С откаточным штреком он соединяется двумя рудоспусками 8 и 9, оборудованными снизу люковыми устройствами, а наверху грохотами. Штрек скреперования соединяется с очистной камерой блока дучками 10, пройденными в целике над штреком скреперования. Рудные целики 11 между дучками 10 часто называют горбовыми целиками, что характеризует их форму.

Подсечку камеры блока снизу осуществляют как путем разворонки дучек, так и специальной горизонтальной выработкой 12, ширина которой равна мощности рудного тела. Она называется подсечным штреком или нулевой лентой.

Очистная выемка (так называется непосредственная отбойка руды в блоке) осуществляется потолкоуступными забоями (левая половина блока) или сплошными горизонтальными лентами (правая половина блока). При очистной выемке отбитую руду оставляют в выработанном пространстве для того, чтобы можно было стоять на ее свободной поверхности и производить бурение шпуров, их зарядание и взрывание. Но, чтобы не произошло заполнение всего выработанного пространства отбитой рудой за счет ее разрыхления, под местом нахождения каждой очередной порции отбитой руды из блока выпускается столько руды, чтобы до кровли забоя оставалось свободное пространство высотой, равной 1,8—2,2 м, достаточное для нормальной работы людей. Выпускаемые при этом порции руды называются излишками (то есть сверх нормы, необходимой для заполнения выработанного пространства), а выпуск этих излишков называется частичным выпуском руды.

Слово магазин имеет два значения — помещение для продажи каких-нибудь вещей и склад для хранения чего-нибудь. Так как заполненное отбитой рудой пространство представляет собой склад, то оно и называется магазином, а сама такая технология отработки полезного ископаемого — магазинированием.

Отбойка руды и ее магазинирование продолжается до основания потолочного целика 13, который по отношению к верхнему штреку часто называют также подштрековым целиком. Он оставляется для того, чтобы сохранить верхний штрек до полной отработки блока. Этот целик вместе с целиком 14 под верхним штреком 2 называется междуэтажным целиком.

У фланговых восстающих, перед тем как набрать новые уступы, проходят опережающие щели 15, называемые врезками уступов. Целики руды 16, оставляемые у каждого из фланговых восстающих с их обеих сторон, носят название междукамерных целиков. Нередко указывают, что фланговый восстающий проходит в междукамерном целике, хотя восстающий проходит раньше, чем бывает оформлен этот целик. Однако этим подчеркивается, что для

предохранения восстающего предусматривается оставление междукammerного целика.

Часть блока, которая обрабатывается с магазинированием руды, называется очистной камерой. Термин этот произошел от слова очистить камеру, то есть выработать руду, очистить от нее данное пространство.

В очистной камере одновременно с отбойкой руды иногда укрепляют вертикальную выработку 17 сплошным срубом или распорной крепью, обшиваемой досками. Если она предназначена для выдачи из блока излишков руды, то называется рудоспуском, а если для выдачи породы, отбиваемой в местах сужения жилы или тектонических смещений, то — породоспуском.

По завершении отбойки руды в очистной камере приступают к выпуску всей замагазинированной руды. Этот процесс называется окончательным, основным или генеральным выпуском руды. После выдачи всей руды из камеры блока приступают к ее заполнению породой или оставляют открытой. Через некоторое время (когда отпадает необходимость в сохранении штреков и восстающих) приступают к выемке всех оставленных в блоке междуэтажных и междукammerных целиков. Этим и заканчиваются все виды горных работ по данной системе разработки.

## 1.2. ФУНКЦИИ МАГАЗИНИРУЕМОЙ РУДЫ

Магазинируемая руда выполняет три основные функции: 1) служит платформой для находящихся в очистном забое людей; 2) является средством поддержания боков выработанного пространства; 3) представляет собой готовый к выпуску резерв руды [5].

В совокупности эти функции характерны только системе с магазинированием руды и это благодаря тому, что связывающим их звеном в технологической цепи является обязательный частичный выпуск руды при очистной выемке, то есть выдача только части отбитой руды после каждого очередного взрыва и оставление другой ее части в очистном пространстве специально для того, чтобы она выполняла все указанные функции одновременно. Из всех систем подземной разработки рудных месторождений такой особенностью обладает только система с магазинированием руды и это создает ей значительные преимущества при определенных горно-технических условиях.

Иногда не все забойные процессы выполняют с поверхности замагазинированной руды. Однако и тогда, когда бурение шпуров или скважин, а так же их зарядание и взрывание производят из восстающих, специальных ходовых окон или буровых камер, поверхность магазинируемой руды на практике всегда используется для корректировки буровых работ с целью обеспечения более вы-

сокой чистоты выемки, отбойки оставшихся в боках окраек, геологического опробования руды и вмещающих пород. Особенно это важно при неровных и нечетких контактах руды с вмещающими породами, наличии тектонических смещений и извилистой формы залегания рудного тела почти всегда имеющих место на жильных месторождениях. Так что функция магазинируемой руды, как платформы для работающих, при данной системе разработки полностью никогда не исчезает.

С целью создания платформы для бурильщиков отбитую руду оставляют временно в выработанном пространстве и при камерно-столбовых системах с потолкоуступной отбойкой руды, при системе с распорной крепью и системе горизонтальными слоями с закладкой. Однако при указанных системах руду отбивают до определенных объемов и затем выдают ее полностью без производства частичного выпуска. Поэтому, она при этих системах разработки не служит как средством поддержания, так и, тем более, резервом в отработанных блоках для выдачи ее в нужных количествах с целью шихтовки и обеспечения ритмичной работы.

При выдаче излишков через очистное пространство магазинируемая часть руды остается без движения до конца полной отработки и надежно поддерживает обнаженные боковые стены даже при высоком горном давлении. Если же выпуск руды производят через выработки в днище блока, то магазинируемая руда приходит в движение и это создает представление об отсутствии у нее поддерживающих свойств. Но при донном выпуске отбитая руда приходит в движение только над той дучкой, из которой производят выпуск. И, так как в остальной, более значительной, части блока руда остается без движения, то под действием распорных сил, возникающих в отбитой руде в результате уплотнения ее под действием собственной массы, боковые стены не обрушаются, если они не представлены слишком слабыми породами. Истечение руды происходит по узким вертикальным полосам небольшой ширины и в течение небольших промежутков времени, за которые горное давление не успевает развиться. Об этом свидетельствует характер изменения содержания полезных компонентов в руде, полученный путем опробования руды непосредственно в очистных забоях и после выпуска ее из блоков (рис. 1.2).

Из графиков рисунка 1.2 видно, что при выпуске руды содержание в ней полезных компонентов почти остается постоянным и начинает ухудшаться после того, как камера блока опустела почти полностью и продолжают выпускать самые последние остатки руды.

Практикуемые способы дополнительного поддержания боковых стен магазинов кустовой, штанговой, распорно-рамной крепями обеспечивают эффективное применение системы с магазинированием руды в слабых вмещающих породах. Однако и в этих слу-

чаях замагазинированная руда оказывает значительное влияние на снижение затрат труда и материалов при применении этих дополнительных способов поддержания боковых стен.

Постоянно присущим свойством для системы с магазином руды является наличие в отработанных блоках готового за-

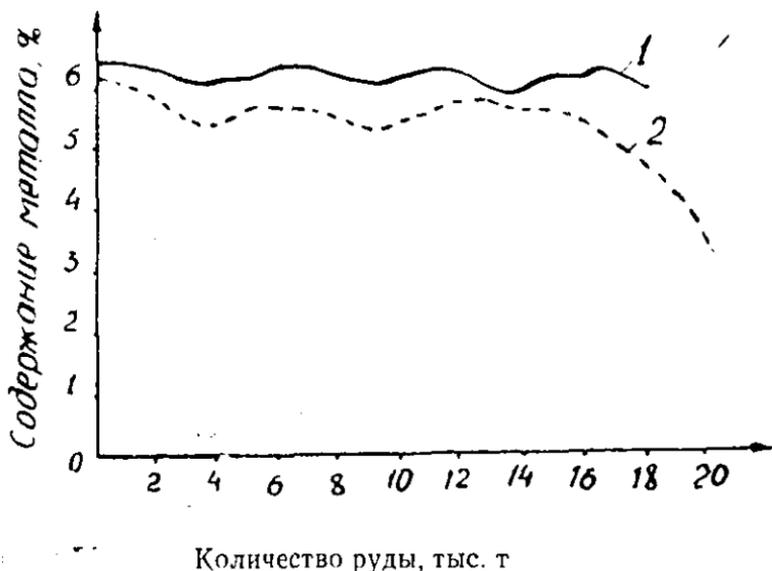


Рис. 1.2. Изменение содержания металла в блоках, отработанных системой с магазином руды на одном жильном месторождении: 1 — в отбитой руде; 2 — в выпущенной руде.

паса отбитой руды. Недостатком этого свойства считается временное омертвление средств, затраченных на отбойку руды. Но этот недостаток с избытком компенсируется тем, что наличие значительных запасов готовой к выпуску руды в большом количестве блоков позволяет руднику работать без перебоев и выдавать руду постоянно одинакового качества.

Из вышензложенного видно, что первые две функции магазинируемой руды — служить платформой или средством поддержания — в зависимости от технологии ведения очистных работ могут иметь различные значения как сами по себе в отдельности, так и относительно друг друга. Например, когда отбойку руды производят непосредственно из очистного пространства, то роль замагазинированной руды как платформы имеет большое значение, а при отбойке руды из специальных выработок значение этой функции резко снижается. Так же обстоит дело и с функцией магазинируемой руды как средства поддержания: в крепких породах в

ней нет необходимости, а по мере снижения устойчивости вмещающих пород потребность в ней возрастает. По этой же причине изменяется относительная важность этих функций. Если вмещающие породы слабые и отбойка руды производится из специальных выработок, превалирующее значение имеет функция магазинирования руды как средства поддержания. Но обе функции одинаково важны, когда в породы слабые, и отбойка руды производится непосредственно из очистного пространства.

### 1.3. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ФОРМЫ БЛОКОВ

Блоки, обрабатываемые системой с магазинированием руды, до недавнего времени подготавливали только по прямоугольной схеме: к горизонтально расположенным этажным штрекам перпендикулярно проходили вертикальные фланговые восстающие и затем производили очистную выемку руды внутри полученного прямоугольного параллелепипеда. В сплошных жилах такая технология является наиболее рациональной, но удельный вес ее в общей добыче руд из жильных месторождений постепенно снижается.

На многих рудниках по мере понижения уровня горных работ рудные тела приобретают сложное строение: повышается частота тектонических смещений и появления сквозных породных включений, уменьшаются интервалы чередования участков с резко различными горнотехническими условиями, особенно изменчивыми становятся мощность рудных тел и содержание в них полезных компонентов. По этой причине подготавливать блоки по традиционной прямоугольной схеме не везде стало целесообразным и практически начали внедрять блоки самых разнообразных геометрических форм. Иногда эти формы бывают настолько сложными, что трудно бывает разобраться в технической документации и правильно представить последовательность выполнения работ. По этой причине нередко имеют место ошибки, приводящие к излишним затратам труда, материалов и энергии.

По своей внешней конфигурации блоки, разрабатываемые системой с магазинированием руды, на жильных месторождениях могут быть разделены на следующие разновидности: 1) прямоугольной формы, не имеющие естественных границ (рис. 1.1); 2) треугольные, извилистые, параллелограммные, трапециевидные, ветвящиеся, формы и размеры которых определяются естественными границами — пространственным расположением больших по размерам тектонических смещений, породных включений или условных границ разделения участков с различными горнотехническими условиями эксплуатации (рис. 1.3, а, б, в, г, д); 3) каскад блоков разной формы с одновременной (рис. 1.3) или последовательной обработкой (рис. 1.4) снизу вверх или сверху вниз.

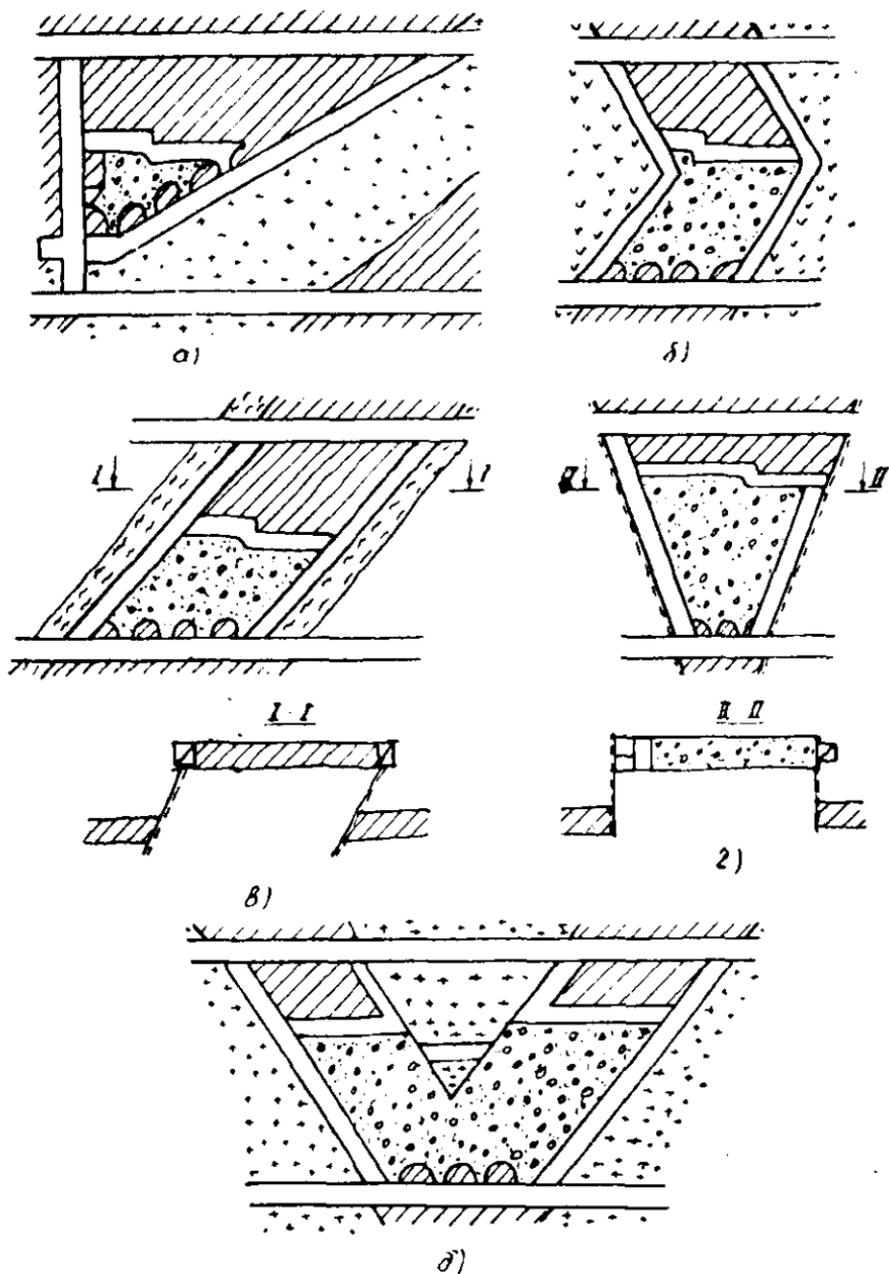


Рис. 1.3. Формы блоков в сложных жилах: а — треугольная, б — извилистая; в — параллелограммная; г — трапециевидная; д — ветвящаяся.

Внутри блоков часто встречаются небольшие по размерам тектонические смещения или породные включения, которые в одних случаях вызывают изменение только технологии ведения очистной выемки, а в других — кроме того, приводят также к усложнению формы блока. Если породные включения *a* или породные проме-

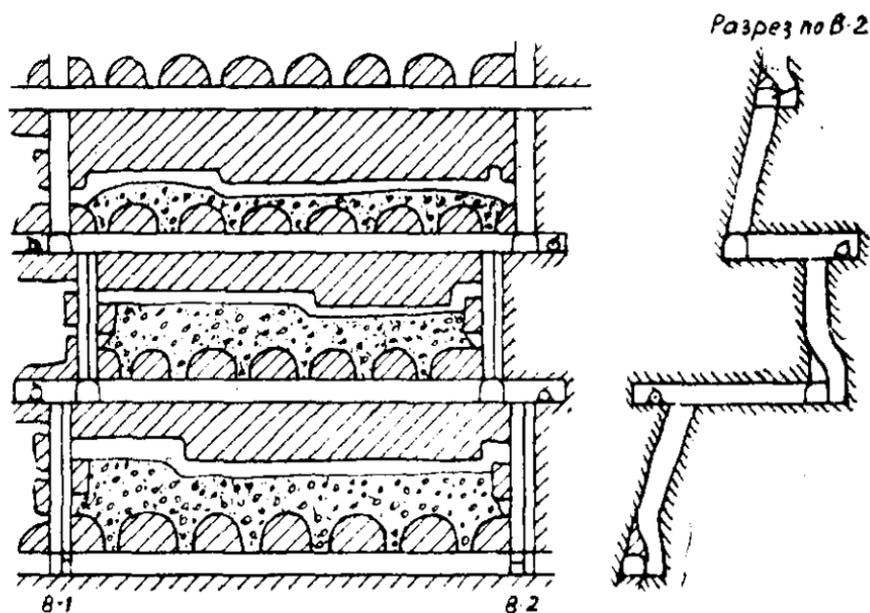


Рис. 1.4. — Каскадная схема отработки блока системой с магазинированием руды.

жутки небольшие по размерам, то одновременно с отбойкой руды в блоке они тоже обрабатываются и отбитая порода в контейнерах или скреперными установками доставляется до породоспускных отделений фланговых восстающих (рис. 1.5). При значительных размерах породных включений *a* и тектонических смещений: для выдачи отбиваемой породы наращивают специальный породоспуск (рис. 1.6); в выработанном пространстве выкрепляют лари *б* для размещения отбиваемой породы (рис. 1.6); по сторонам породного промежутка между смещенными частями жилы проходят опережающие щели *в* и через 3—4 м по высоте соединяют их кодками (рис. 1.6). При горизонтальном или пологом расположении породных включений *б* либо проходят дучки (рис. 1.5), либо над породным включением *в* устраивают горизонт скреперования (рис. 1.5).

При составлении локальных проектов в производственных условиях на каждый блок необходимо иметь достаточно точную гео-

логическую основу. С этой целью в сложных рудных телах внутри блоков, оконтуренных уже подготовительными выработками (этажными штреками и фланговыми восстающими), дополнительно проходят разведочные подэтажные штреки, вертикальные выработки и рассечки, которыми очистная камера блока оказывается

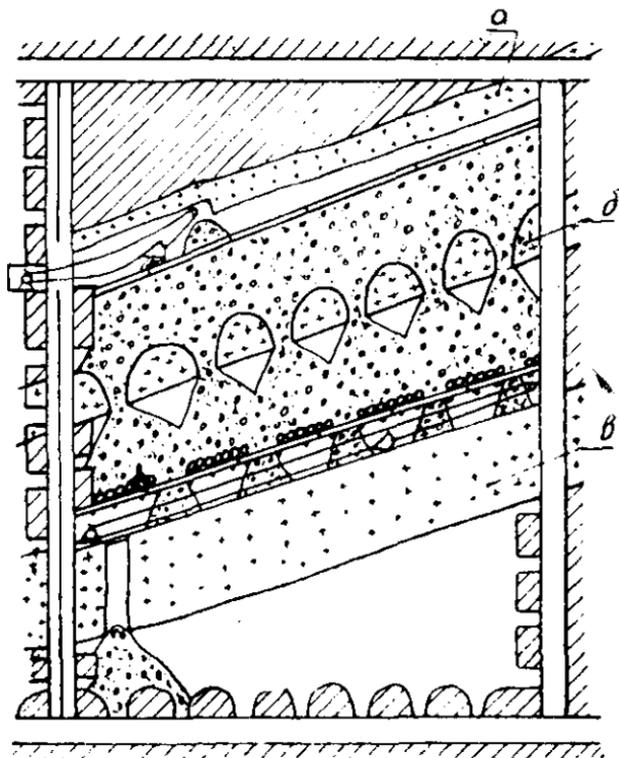


Рис. 1.5. Усложнение формы блока пологими внутриблочными породными включениями.

изрезанной по разным направлениям (рис. 1.7). Все эти выработки также усложняют общую конструкцию системы разработки.

Блоки разных геометрических форм пока специальных названий не имеют. На некоторых рудниках для их выделения употребляют местные термины — тектонический блок, надбросовый блок, подбросовый блок; а части блока, разделенные плоскостями тектонических смещений или породных включений, называют по их пространственному расположению — «юг», «север» и т. п.

Геологические формы блоков зависят от строения рудных тел на участках месторождений и каким-либо инженерным расчетам не подвергаются.

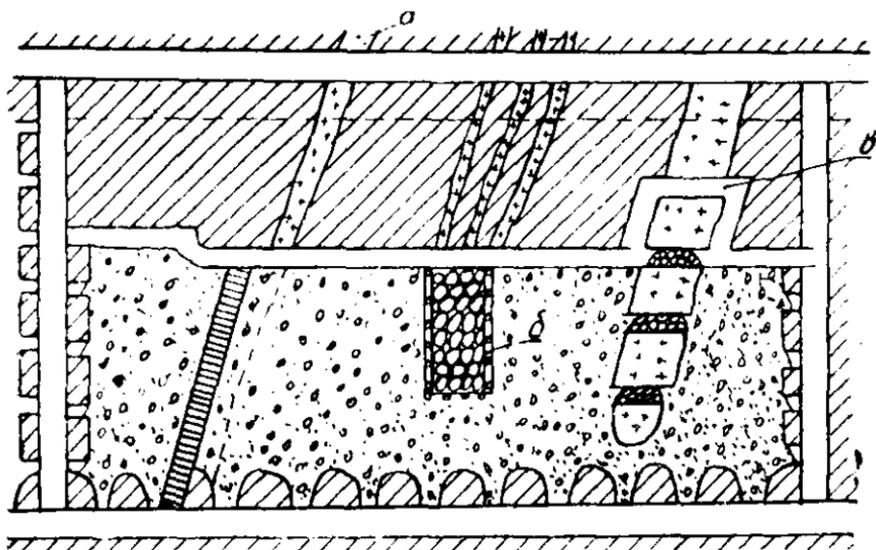


Рис. 16. Усложнение формы блока внутриблочными породными включениями.

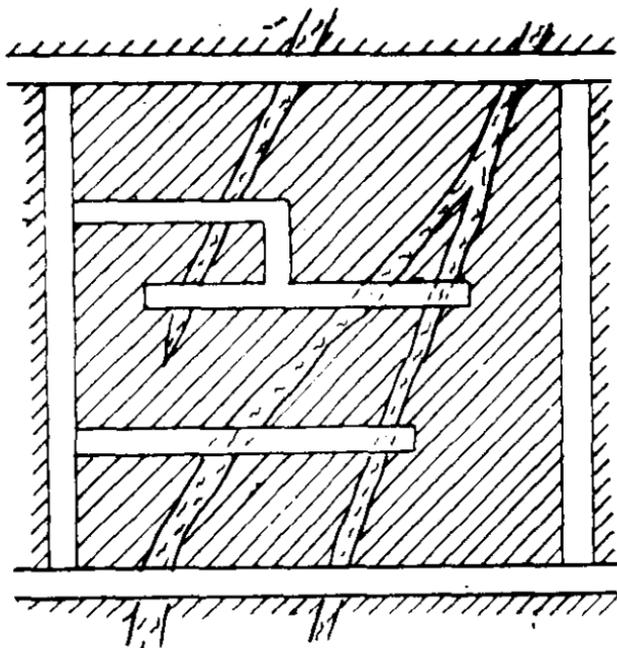


Рис. 17. Выработки эксплуатационной разведки в блоке.

## 1.4. ПАРАМЕТРЫ БЛОКОВ

### 1.4.1 Высота

Основными видами работ, на которые оказывает влияние высота блока, являются: проходка подготовительно-нарезных выработок в основании блока, поддержание этих выработок, эксплуатационная разведка и выпуск руды.

Удельные затраты на проходку подготовительно-нарезных выработок в основании блока прямо пропорциональны суммарной величине этих затрат и обратно пропорциональны промышленному запасу руды в блоке. Этот закон математически выражается формулой

$$C_{п.н} = \frac{\sum V \cdot C_{п.н}}{Q_{пр}}, \text{ руб/т или } C_{п.н} = \frac{\sum L_n \cdot S_n \cdot C_{п.н} + \sum L_n \cdot S_n \cdot C_n}{L \cdot H_b \cdot m_b \cdot \gamma_p}, \text{ руб/т}$$

Высота блока  $H_b$  является одним из сомножителей знаменателя и, следовательно, чем она больше, тем меньше величина удельных затрат на проходку подготовительно-нарезных выработок и это часто является причиной стремления к увеличению высоты блока.

При системе с магазинированием руды днища блоков подготавливают одним из следующих способов: с люками, устроенными в креплении кровли откаточного штрека; с люками и дучками, пройденными в надштрековом целике; с горизонтом скреперования, предохраняемом искусственным целиком из леса; с горизонтом скреперования, пройденным в рудном целике; с полевым откаточным штреком и погрузочными камерами; с полевым откаточным штреком и заездами.

По перечисленным способам в одинаковых горнотехнических условиях соотношения суммарных стоимостей затрат имеют одни и те же значения, то есть, если при каких-то определенных горнотехнических факторах суммарную стоимость затрат по способу с люками, устроенными в креплении кровли откаточного штрека, принять за 1, то для всех остальных способов эти затраты изменяются на соответствующие им коэффициенты  $K_{п.н}$ , приведенные в табл. 1.

Таблица 1

$K_{п.н}$	1,0	1,1	1,2	1,4	1,3	1,15
Способ подготовки днища	Люки, устроенные в креплении	Люки, с дучками в целике	Погрузочные камеры	Погрузочные заезды	Горизонт скреперования в целике	Горизонт скреперования с креплением кровли штрека

Затраты на поддержание выработок в основании блока для всех способов подготовки и нарезки изменяются по одной и той же закономерности, представленной графиком на рис. 1.8, без конкретных размерностей. Из этого графика видно, что до отработки блока на определенную высоту подготовительно-нарезные выработ-

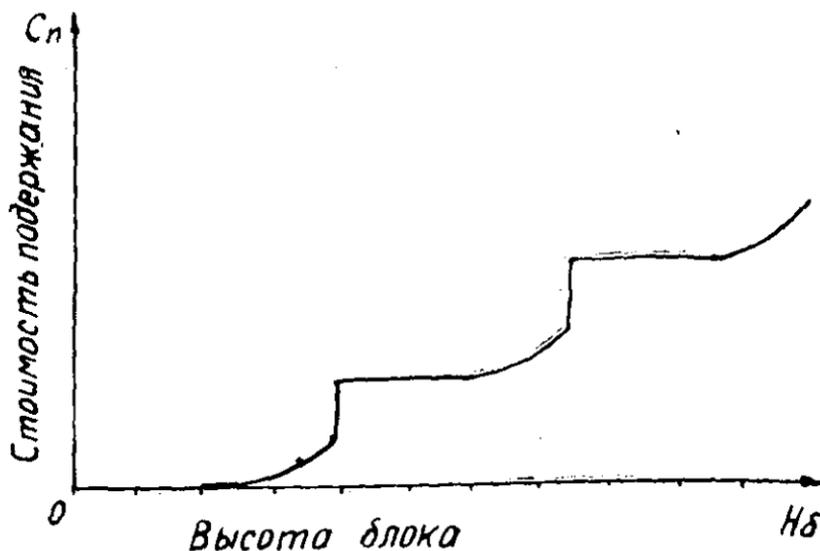


Рис. 1.8. График изменения затрат на поддержание подготовительно-нарезных выработок в блоке.

ки в днище блока вообще не нуждаются в поддержании (начальный горизонтальный участок графика). Затем безремонтный ресурс их истощается и наступает период, когда необходимо производить систематически обкурку заколов, замену пришедших в негодность элементов крепи и другие ремонтные работы. Вначале частота и объемы этих работ бывают небольшими, но по мере отработки блока они возрастают (первый от начала кривой участок графика) и наступает момент, когда отработку блока приходится приостанавливать и производить капитальный ремонт всех подготовительно-нарезных выработок в днище блока (вертикальный участок графика). После опять последовательно наступают периоды безремонтной эксплуатации, частичного и капитального ремонтов этих выработок. И так до конца полной отработки блока.

Количество повторений разных видов ремонтов зависит от высоты блока, и бывали случаи, когда из-за слишком большой высоты блока дважды или даже трижды приходилось заново подготавливать и нарезать днище блока при системе с магазинированием ру-

ды. Пример такой трехкратной подготовки с поучительной целью приведен на рис. 1.9. Сначала подготовили блок с люковой погрузкой. Затем, когда люки 1 больше не поддавались восстановлению, их разрушили и руду выпустили на почву откаточного штрека 2. Со стороны лежачего бока прошли новый полевой откаточный

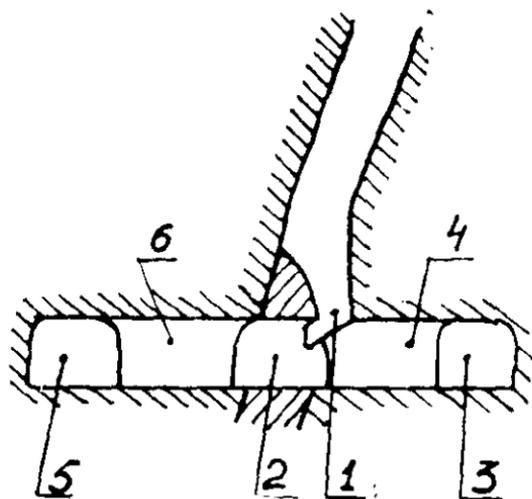


Рис. 1.9. Пример трехкратной подготовки дна блока при системе с магазинированием руды.

штрек 3 и из него погрузочные камеры 4. Постепенно кровли погрузочных камер разрушились взрывами при посадке заторов и откосы руды достигли откаточного штрека 3. Снова прошли новый откаточный штрек 5 со стороны висячего бока и от него погрузочные заезды 6. Однако бывают и случаи, когда ресурс подготовительно-нарезных выработок еще не истощен и в нормальном техническом состоянии их приходится ликвидировать из-за низкой высоты блока.

Истощение ресурсов горизонтальных подготовительно-нарезных выработок при разной крепости руды и вмещающих пород при системе с магазинированием наступает по-разному. Это объясняется тем, что разрушение выработок происходит под действием горного давления, которое зависит от крепости пород, а прочность целиков и продолжительность их существования — от крепости руды. Величину коэффициента, учитывающего влияние затрат на поддержание выработок в днище блока, можно определить по номограмме (рис. 1.10). На этой номограмме штриховыми линиями показан пример определения коэффициента  $K_n = 1,1$  для крепости руды  $f_p = 18$  и крепости вмещающих пород,  $f_n = 15$ .

Эксплуатационная разведка является одним из планируемых для рудника показателей. В простых рудных телах и небольших размерах блоках объемы по этому виду работ бывают незначительными или вообще отсутствуют. В таких случаях полное представление о строении рудного тела в пределах эксплуатируемого

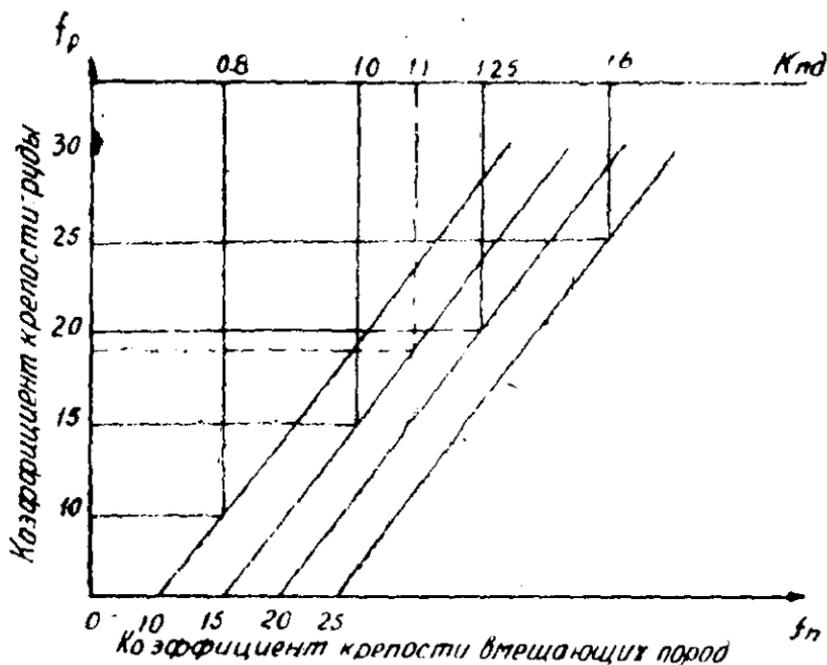


Рис. 1.10. Номограмма для определения коэффициента поддержания подготовительно-нарезных выработок в днище блока.

блока получают по геологическим разрезам, составляемым по этажным штрекам и фланговым восстающим. Эти разрезы с кратким описанием горно-геологических особенностей руды и вмещающих пород называются геологической основой блока и служат основным исходным материалом для составления локального проекта обработки данного блока.

Но в сложных рудных телах помимо этажных штреков и фланговых восстающих для уточнения строения рудного тела внутри блока проходят дополнительные выработки (см. рис. 1.7). Если разделить жилы по сложности на 4 группы: 1 — простого строения (сплошные рудные тела с примерно одинаковой мощностью); 2 — средней сложности (не более 1-го смещения на величину до 3—5 м, или 1-го породного включения такой же ширины в блоке с

размерами по длине и высоте соответственно  $50 \times 50$  м); 3 — сложного строения (с 2-мя такими же смещениями или породными включениями); 4 — очень сложного строения (более 4—5 смещений или породных включений, направленных по-разному внутри блока), то затраты по эксплуатационной разведке в блоке с параметрами  $50 \times 50$  бывают такими, что вместо выполнения этих видов работ более целесообразным оказывается уменьшение размеров блока на величину коэффициентов  $K_{оп}$ , приведенных в табл. 2 для разных групп сложности жилы.

Таблица 2

Сложн.	1	2	3	4
$K_{сл.}$	1,0	0,85	0,80	0,75

Затраты на выпуске руды при системе с магазинированием часто оказываются очень большими. Объясняется это тем, что над рудовыпускными дучками и в выработанном пространстве образуются заторы и устойчиво стоящие своды, посадка которых из-за неудобных условий отнимает много времени у рабочих и требует большого расхода ВВ. Частота зависаний отбитой замагазинированной руды зависит от трех факторов: высоты блока, его выемочной мощности и угла падения рудного тела.

Увеличение высоты блока приводит к значительному уплотнению руды непосредственно над люками и рудовыпускными дучками, а уменьшение выемочной мощности и угла падения рудного тела снижает степень подвижности замагазинированной руды. В результате на разных высотах над дучками и люками в выработанном пространстве образуются устойчиво стоящие своды или зоны с неподвижной отбитой рудой. Так как угол падения рудного тела и его выемочная мощность являются независимыми факторами, то обычно на практике с целью уменьшения затрат на выпуске руды уменьшают высоту магазина. Данные некоторых рудников показывают, что, если затраты на выпуске руды при высоте магазина 50 м, угле падения рудного тела  $90^\circ$  и выемочной мощности блока 2 м считать стандартными и принять за единицу, то при других значениях выемочной мощности и угле падения рудного тела затраты такой же величины получаются при высоте блока, отличающейся от стандартной (50 м) на величину коэффициента  $K_{оп}$ , значения которого приведены в таблице 3.

Таким образом, с учетом всех основных рассмотренных выше факторов оптимальную высоту блока при системе с магазинированием руды можно определять по формуле

$$h_0 = 50 \cdot K_{пн} \cdot K_{пд} \cdot K_{сж} \cdot K_{оп}, \text{ м}$$

Высоту блока раньше всегда принимали равной высоте этажа. Но за последнее время начали осуществлять следующие мероприятия: 1) если оптимальная высота блока меньше высоты эта-

Таблица 3

$K_{вр}$	0,7	0,75	0,85	0,9	0,75	0,80	0,9	1,0	0,9	1,0	1,1	1,2
$\alpha^\circ$		60	70	80	90	60	70	80	90	60	70	90
$m_b$		1,5			2,0			3,0				

жа, то этаж по высоте разделяют на два самостоятельных блока; 2) в местах, где оптимальная высота блока больше высоты этажа, непрерывная отработка блока ведется на высоту двух, а иногда и трех этажей. Последнее применяется в тех случаях, когда на нижнем штреке установлены высокопроизводительные дорогостоящие механизированные средства погрузки руды, для которых необходимо проходить дополнительно большой объем горных работ и производить сложные монтажные работы.

#### 1.4.2. Длина

Длина блока на жильных месторождениях зависит в основном от трех групп факторов: горно-геологических, технологических, экономических.

В первую группу входят большие по размерам тектонические смещения и породные включения, участки с резко различными горнотехническими условиями эксплуатации, а также места, где по взаимному расположению смежных этажных штреков наиболее удобно пройти фланговые восстающие. Все эти факторы являются такими, из-за которых обычно принимают длину блока без расчетов по следующим причинам:

1. В случае оставления внутри блока породных включений и породных промежутков между смещенными частями рудного тела по ним при системе с магазинирование руды нужно проходить через небольшие интервалы по высоте горизонтальные ходки для обеспечения сообщения по всей длине блока. Во время проходки очередных вышележащих ходков, породу, получаемую из них, размещают в нижележащих ходках или укладывают настилы на поверхности замагазинированной руды и скреперуют породу до фланговых восстающих. Поэтому суммарные затраты на проходку этих ходков оказываются значительно выше, чем наращивание

или сквозная проходка фланговых восстающих рядом с породными включениями или тектоническими смещениями.

2. Жильные месторождения отличаются исключительным непостоянством горнотехнических факторов. Особенно изменчивой является мощность рудного тела: на небольших промежутках по длине этажа раздувы до нескольких метров иногда резко сменяются утонениями вплоть до тонких проводников. В таких случаях, с точки зрения выбора рациональных систем разработки, наиболее целесообразным является обособленное оконтуривание и отработка участков с более или менее постоянными значениями факторов. Поэтому, независимо от оптимальности длины блока, фланговые восстающие проходят на границах таких участков.

3. Изменчивыми на жильных месторождениях являются также линия простирания и угол падения. Для изображения характера изменения первого фактора составляют геологические разрезы по этажным горизонтам и наносят на них контуры горных выработок. Эти графические материалы состояются маркшейдерским и геологическим отделами рудников и называются погоризонтными планами. А для определения относительного пространственного расположения выработок этажных горизонтов и изменения угла падения рудного тела по простиранию месторождения составляют, так называемые, совмещенные планы горизонтов, часто дополняемые вертикальными разрезами по рудному телу в определенных местах. Отрезок такого совмещенного плана приведен на рис. 1.11.

На этом совмещенном плане сплошными линиями изображены выработки и контуры рудного тела верхнего этажного горизонта, штриховыми линиями — нижнего (на фактических совмещенных планах выработки и контуры рудных тел разных горизонтов изображают линиями разных цветов).

Из приведенного рисунка видно, что по длине рассматриваемого участка, рудное тело только в двух местах имеет строго вертикальное и прямолинейное падение между двумя этажными штреками. Поэтому, при применении механических средств проходки, фланговые восстающие удобнее всего располагать в этих местах, что и обуславливает длину блока.

Из технологических факторов на длину блока при системе с магазинированием наибольшее влияние оказывают требуемая интенсивность отработки и обеспечение нормальных условий для смыва богатой рудной мелочи после завершения генерального выпуска руды.

Интенсивность отработки блока, помимо количественного состава очистной бригады и способа отбойки руды, при системе с магазинированием зависит и от длины блока. Объясняется это следующими причинами:

1. В длинных блоках к очистным забоям перед началом буровых работ прокладывают водовоздушные трубы, а перед взрыв-

ными работами разбирают и убирают их в восстающие. В коротких блоках водовоздушные шланги по длине бывают достаточными, чтобы не выполнять эти непроизводительные операции.

2. Для обеспечения безопасного ведения очистных работ в начале каждой смены необходимо производить оборку заколов с

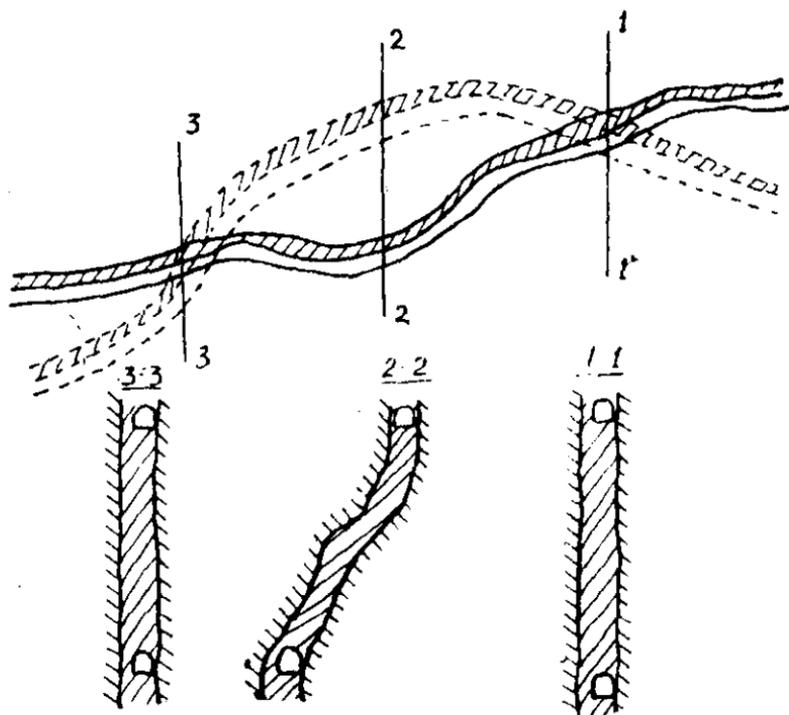


Рис. 1.11. Совмещенный план горизонтов и разрезы по рудному телу.

кровли и боков очистных лент по всей длине блока. И, чем длиннее блок, тем больше требуется времени на выполнение этой операции.

3. При скреперной доставке руды среднее расстояние доставки увеличивается пропорционально длине блока и по этой причине снижается производительность на выпуске руды и создаются помехи для нормального ведения остальных забойных процессов.

По этим причинам в длинных блоках не только снижается производительность труда забойных рабочих, но и удлиняется общий срок отработки блока. Последнее, в свою очередь, приводит к уплотнению замагазинированной руды и повышению трудоемкости ее выпуска, несвоевременному обеспечению рудника готовыми запасами отбитой и готовой к выпуску руды, отсутствию отработан-

ных и опорожненных блоков для размещения в них пустых пород, получаемых от проходки полевых горных выработок на руднике. При перечисленном стечении обстоятельств предпочтение отдают коротким блокам.

Большинство руд, добываемых на жильных месторождениях, отличается повышенной хрупкостью, и наиболее богатая металлом часть отбитой руды бывает представлена мелочью. Она легко оседает и зависает на боковых стенах выработанного пространства. Для ликвидации потерь этой руды производят смыв ее водяными струями, направленными в камеру блока из восстающих. Чем короче блок, тем, естественно, ближе находятся к восстающим места зависаний руды и легче производить их смывание, обеспечив тем самым ликвидацию потерь полезного ископаемого.

На рудниках не ведут специального учета потерь как рабочего времени на оборку заколов в очистных забоях, так и рудной мелочи на боковых стенах блока. Поэтому при наличии указанных горнотехнических и технологических факторов конкретную длину блока в каждом случае принимают по данным ориентировочных прикидок и арбитражного опроса наиболее опытных инженерно-технических работников.

Экономически оптимальную длину блока устанавливают путем определения стоимости проходки и поддержания выработок, оконтуривающих фланги блока, а также величины затрат на эксплуатационную разведку. Эти работы калькулируются на рудниках, что облегчает выполнение необходимых расчетов.

Основными выработками на флангах блоков являются восстающие. Они, как уже было отмечено выше, либо наращиваются в выработанном пространстве одновременно с очистной выемкой, либо проходят сразу на всю высоту этажа. Нарращиваемые восстающие выкрепляются распорной или сплошной срубовой крепью (рис. 1.12 а и б). Иногда с одной из сторон этих восстающих оставляют вертикальный столб рудного целика, в котором через 4—5 м по высоте проходят высечки 1 (рис. 1.12, в). Эти высечки вертикальными щелями 2 последовательно вскрываются при отработке блока и используются в качестве ходовых окон.

Сквозные восстающие чаще всего проходят в рудном целике и применяют при этом распорную крепь (рис. 1.12, г). За последнее время для возможности лучшего использования механизированных средств проходки: КПВ, клеть — платформ, секционного взрывания скважин и др., фланговые восстающие располагают во вмещающих породах и от них через 4—5 м по высоте проходят горизонтальные выработки к междублоковым рудным целикам. При очистной выемке к концам этих выработок последовательно сбивают ходовые щели для сообщения с восстающим (рис. 1.12, д).

Как объемы работ, так и стоимости проведения перечисленных выработок бывают разными. Если принять стоимость способа

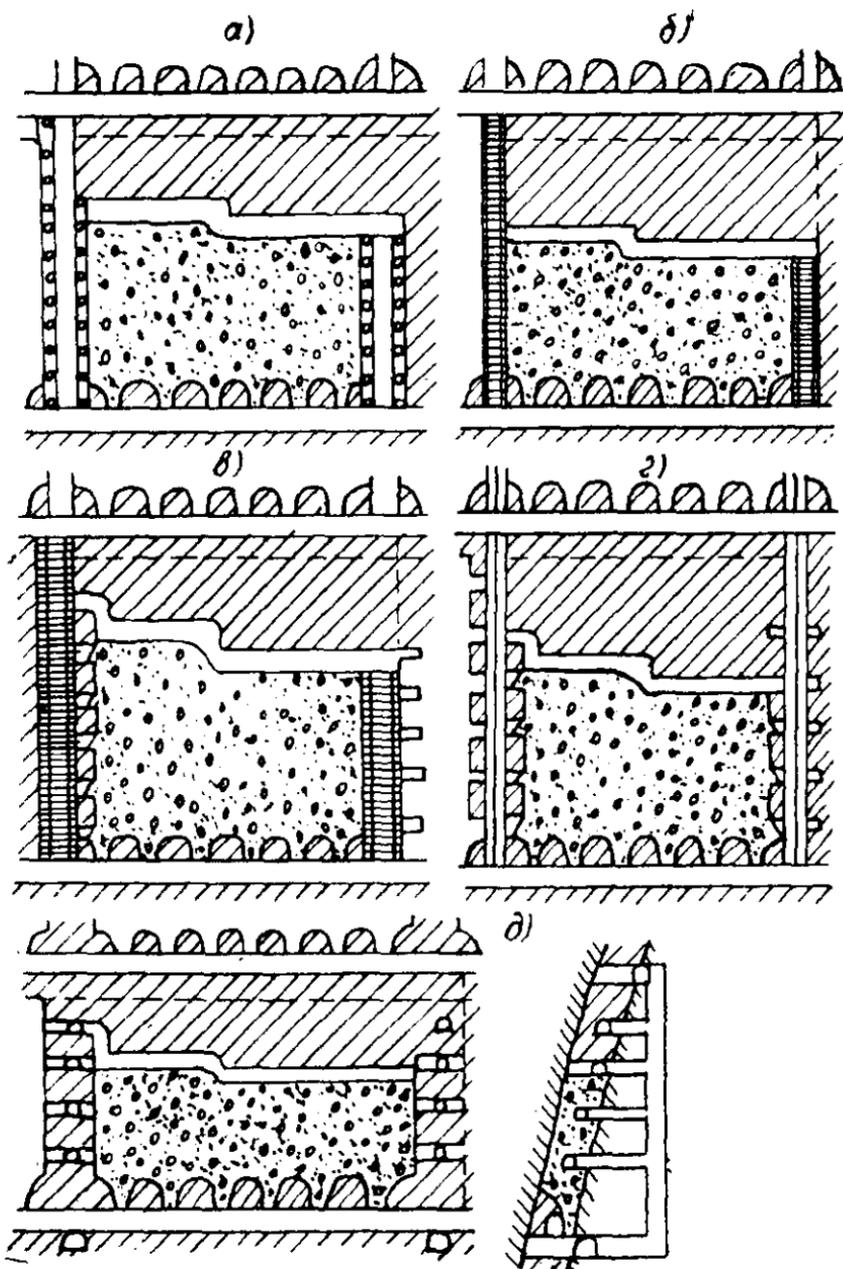


Рис. 1.12. Основные способы оформления флангов блоков при системе с магазинированием руды: а) наращиваемый восстающий с распорной крепью; б) то же со срубовой крепью; в) то же с оставлением одностороннего цемента; г) сквозной восстающий в рудном цементе; д) полевой фланговый восстающий.

оформления фланга блока типа «г» за 1 (см. рис. 1.12 г) (он наиболее часто встречается на практике), то по остальным типам «а», «б», «в», «д» этот коэффициент соответственно имеет значения 0,5—0,6; 0,6—0,8; 0,8—1,0; 1,4—1,6. Следует заметить, что примерно в таком соотношении на практике применяют длину блоков при каждом из этих способов оформления флангов. Блоки с оформлением флангов по типу «а» обычно имеют длину в пределах 25—30 м и называются короткими прирезками, а остальные, соответственно «б» — 30—40; «в» — 40—50; «г» — 50—60; «д» — 70—80 м.

Следовательно, если принять 50 м за стандартную длину блока, то влияние способа оформления на длину блока можно определять с помощью приведенных выше коэффициентов.

Зависимость длины блока от затрат на поддержание может быть учтена коэффициентом  $K_{л\partial}$  определяемым по номограмме, приведенной на рис. 1.10. А влияние сложности рудного тела на длину блока коэффициентом  $K_{сл}$  приведено в табл. 2.

Таким образом, экономически целесообразную длину блока, с учетом всех влияющих на нее факторов, можно рассчитывать по формуле:

$$L_{\sigma} = 50 \cdot K_{лр} \cdot K_{л\partial} \cdot K_{сл}, \text{ м}$$

## 1.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСЛОВИЙ РЕНТАБЕЛЬНОГО ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМЫ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

На рентабельность системы с магазином руды наибольшее влияние оказывают качественный состав добываемой руды (то есть ее промышленная ценность), затраты на добычу, транспортировку и переработку руды, разубоживание при очистной выемке и полнота извлечения при обогащении.

Рентабельность применения системы с магазином руды устанавливается по нижнему пределу мощности жилы, определяемому по формуле

$$m_{ж} = \frac{m_0 \cdot \gamma_n (C_d + C_t + C_n)}{\gamma_p (r_c \cdot K_c \cdot C_c + r_u \cdot K_u \cdot C_u) + (\gamma_n - \gamma_p) (C_d + C_t + C_n)}$$

где  $m_{ж}$  — мощность жилы, м;

$m_0$  — ширина очистного забоя, м;

$\gamma_n$  — объемная масса породы, т/м<sup>3</sup>;

$\gamma_p$  — объемная масса руды, т/м<sup>3</sup>;

$C_d, C_t, C_n$  — себестоимость добычи, транспортировки и переработки руды, руб./т;

$K_c, K_u$  — коэффициент извлечения полезных компонентов;

$r_c, r_u$  — содержание полезных компонентов в руде, %;

$C_c, C_u$  — стоимость металлов в концентратах, руб;

В практических условиях по этой формуле обычно составляют

таблицы, где в зависимости от содержания полезных компонентов в руде указываются нижние пределы мощности жилы для разных значений ширины очистного забоя. В качестве примера приведены данные нижнего предела мощности жилы для системы с магазинированием руды, составленные на Згидском руднике еще в 1967 г. (табл. 4) для ширины очистного забоя 1,0 м и разных значений содержаний свинца и цинка в руде.

Таблица 4

Содержание $Z_{п.}$ %	Содержание $Pb$ , %			
	1,0	1,5	2,0	3,0
	Предел мощности жилы, м при ширине очистного забоя 1,0 м			
1	1,00	0,74	0,56	0,41
2	0,88	0,63	0,50	0,38
3	0,75	0,55	0,44	0,33
4	0,65	0,51	0,42	0,30

В жилах мощностью меньше, чем указано в таблице, система с магазинированием руды на данном руднике оказывается нерентабельной, то есть затраты не покрываются стоимостью полученных концентратов. В таких случаях переходят на другие системы разработки, которые позволяют уменьшить выемочную мощность блока и тем самым снизить затраты на транспортировку и переработку руды.

## ГЛАВА 2. КОНСТРУИРОВАНИЕ ВЫРАБОТКОВ ВЫПУСКА РУДЫ ИЗ МАГАЗИНОВ

Выпуск руды из магазинов осуществляют через горизонты скреперования; люковые устройства, камеры дробления и грохочения, погрузочные выработки, проходимые на уровне откаточного штрека. При каждом из этих способов определение количества выработок, установление их взаимного расположения, выбор формы и расчет размеров производят по-разному.

### 2.1. ВЫРАБОТКИ ГОРИЗОНТА СКРЕПЕРОВАНИЯ

#### 2.1.1. Камеры для скреперных лебедок

При системе с магазинированием руды камеры для скреперных лебедок устраивают у фланговых восстающих на уровне

штрека скреперования. Форма сечения камеры зависит от способа ее крепления и может быть трапециевидной, прямоугольной, сво-дообразной. Первая — при креплении камеры неполными дере-вянными рамами; вторая — при креплении накатом на прогонах, трубами, рельсами и т. п.; третья — при креплении штангами, на-брызг — бетоном или вообще без крепления [10].

Размеры сечения камеры зависят от размеров устанавливае-мой там скреперной лебедки и необходимых зазоров между ле-бедкой и стенками камеры. Согласно правил ТБ в камерах меж-ду стенками и лебедкой должны быть оставлены проходы, доста-точные для транспортировки лебедки в случае ремонта или заме-ны, но не менее 0,8 м с одной стороны и 0,5 м с другой. Большой из этих зазоров называется габаритным, а меньший — ремонтным. Между восстающим и лебедкой, где постоянно приходится стоять рабочему при скреперовании, зазор должен быть не менее 1 м. Высота камеры должна быть не менее 1,8 м, но обычно ее доводят до 2,0—2,2 м.

В камере для скреперной лебедки устанавливают щит для ин-струментов как необходимых для выполнения работы, так и, глав-ным образом, для противопожарного инвентаря. На этом щите должно быть ведро с песком, огнетушитель, резиновые диэлектри-ческие перчатки, боты, деревянная решетка на изоляторах и дру-гие инструменты. Лучше всего для этого щита предусмотреть спе-циальную нишу глубиной до 0,6 м с габаритной стороны камеры, но на практике ее часто устанавливают сзади лебедки, что тоже допустимо и удобно при наличии достаточного свободного места.

В камере для скреперной лебедки необходимо предусмотреть также место для трансформатора и магнитного пускателя. Если трансформатор и магнитный пускатель крупные по размерам, то для них делают отдельные небольшие углубления в одной из стен камеры. Это особенно необходимо в случаях, когда для дробления негабарита на горизонте скреперования применяют накладные за-ряды ВВ.

В чертежах (рис. 2.1 и 2.2) камер для скреперных лебедок должны быть указаны габаритные (общие размеры камеры, скре-перной лебедки и размеры зазоров, предусматриваемых по ТБ), разбивочные (размеры между осями камеры, ниш и рудоспусков) и установочные размеры (от базовых стен или осей до осей рамы лебедки в продольном и поперечном направлениях). В проекте ка-меры должно быть изображено крепление скреперной лебедки. Оно осуществляется либо с помощью распорок, которыми рама лебедки прочно раскрепляется между кровлей и почвой камеры (см. рис. 2.2), либо анкерными болтами (см. рис. 2.1). В послед-нем случае по шаблону рамы лебедки, изготовленной из досок, пробуривают шурупы глубиной до 1,5 м, вставляют в них анкер-ные болты, устанавливают лебедку с рамой, гайки наживляют на

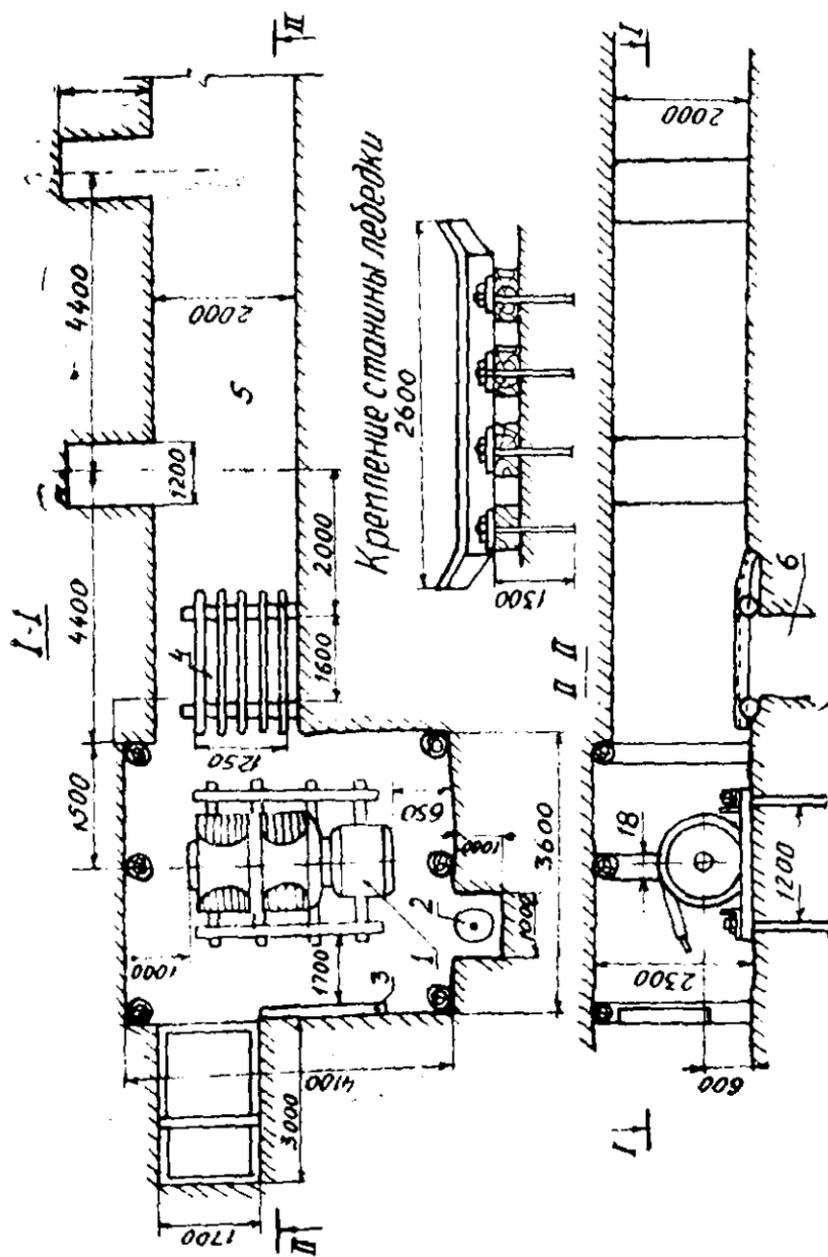


Рис. 2. 1. Конструкция камеры для скреперной лебедки при скреперании руды в рудоспуск: 1 — скреперная лебедка; 2 — пусковая аппаратура; 3 — шит противопожарный; 4 — грохот; 5 — штрек скреперования; 6 — рудоспуск.

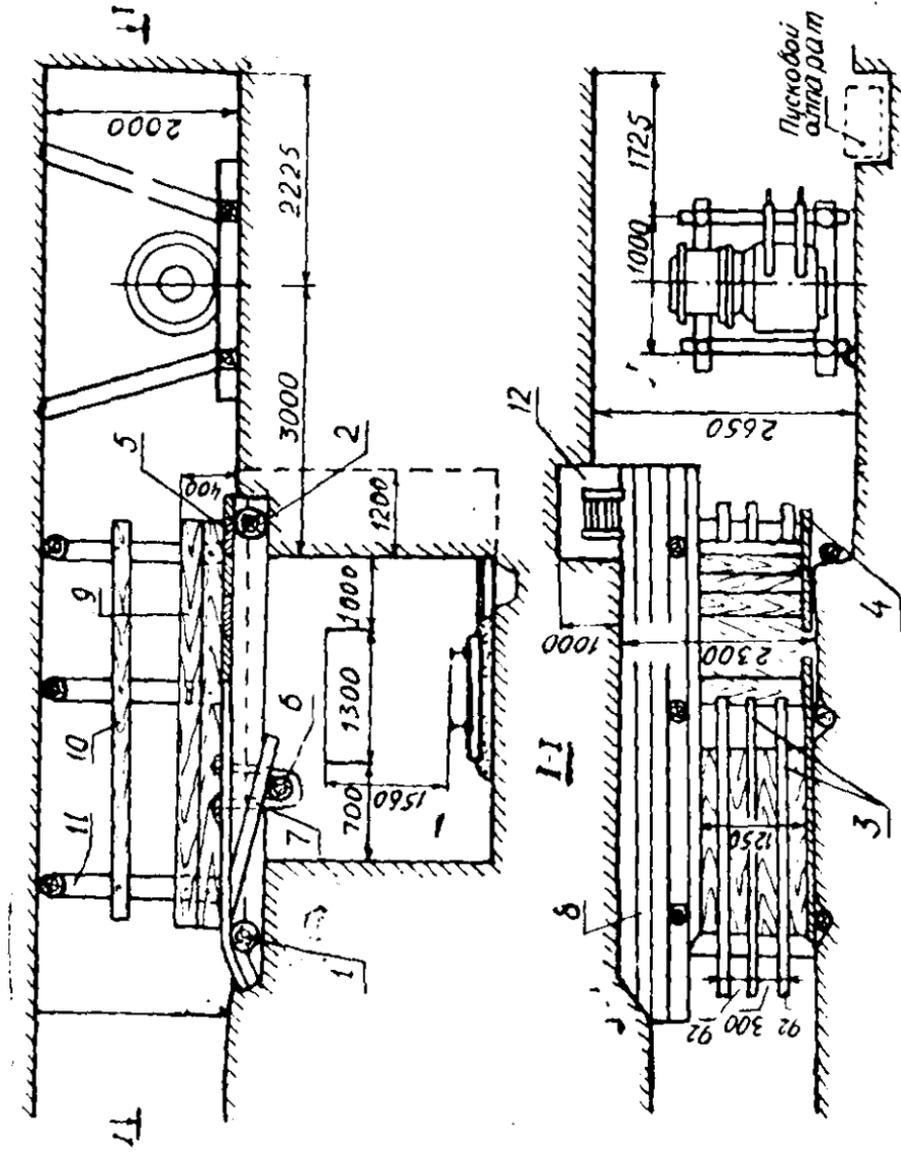


Рис. 2.2. Конструкция камеры для скреперной лебедки при скреперовании руды непосредственно в вагоны: 1 — скреперная лебедка; 2 — ограждение; 3 — лестничный ходок; 4 — трап.

анкерные болты, шпурсы заливают чистым цементным раствором и через 28 часов (время схватывания раствора) производят окончательную затяжку гаек. После устройства местного заземления и подключения лебедки к электросети, камера для скреперной лебедки бывает готова к эксплуатации.

### 2.1.2. Рудоспуски

Камеры для скреперных лебедок соединяются с откаточным штреком рудоспусками. Их располагают так, чтобы от ближайшей стенки рудоспуска до рамы лебедки расстояние составляло не менее 1 м, что необходимо для нахождения там скрепериста во время разбивки на грохоте негабаритных кусков руды.

Поперечное сечение рудоспуска обычно имеет форму прямоугольника, размеры которого определяют либо из условия обеспечения нормальной проходимости руды, либо минимальной емкости рудоспуска. По первому способу меньшая сторона сечения рудоспуска «а» (рис. 2.3) определяется по формуле  $a = (3 \div 5) d_k$ , где  $d_k$  — максимальный размер кондиционного куска руды. Большая сторона рудоспуска «b» должна быть равна или больше «а», т. е.  $b \geq a$ .

Минимальную емкость рудоспуска при системе с магазинированием приходится определять в случаях отбойки руды в очистной камере потолкоуступными забоями. Это делается для того, чтобы после отбойки руды сразу отскреперовать ее излишки в рудоспуск и продолжить работы по очистной выемке без потерь времени, связанных с погрузкой руды в транспортные средства. Объем излишков руды, подлежащих одновременному выпуску, определяют по формуле

$$V_{из} = (0,3 \div 0,4) \cdot S \cdot l_{ш} \cdot \eta \cdot n \cdot K_p, \text{ м}^3$$

где:  $S$  — площадь сечения потолкоуступного забоя,  $\text{м}^2$ ;

$l_{ш}$  — глубина шпуров, м;

$\eta$  — коэффициент использования шпуров (КИШ);

$n$  — количество одновременно отбиваемых уступов;

$K_p$  — коэффициент разрыхления руды при отбойке.

А геометрическая емкость рудоспуска

$$V_p = h_u \cdot a \cdot b, \text{ м}^3,$$

где  $h_u$  — расстояние от кровли откаточного штрека до устья рудоспуска.

Естественно, что при этом должно соблюдаться условие  $V_p \geq V_{из}$ .

Пример: В блоке за цикл отбивают 2 уступа, площадь каждого из которых равна  $4 \text{ м}^2$  ( $2 \times 2$ ). Глубина шпуров  $2,2 \text{ м}$ , коэффициент использования шпуров  $0,9$ . Определить, возможно ли раз-

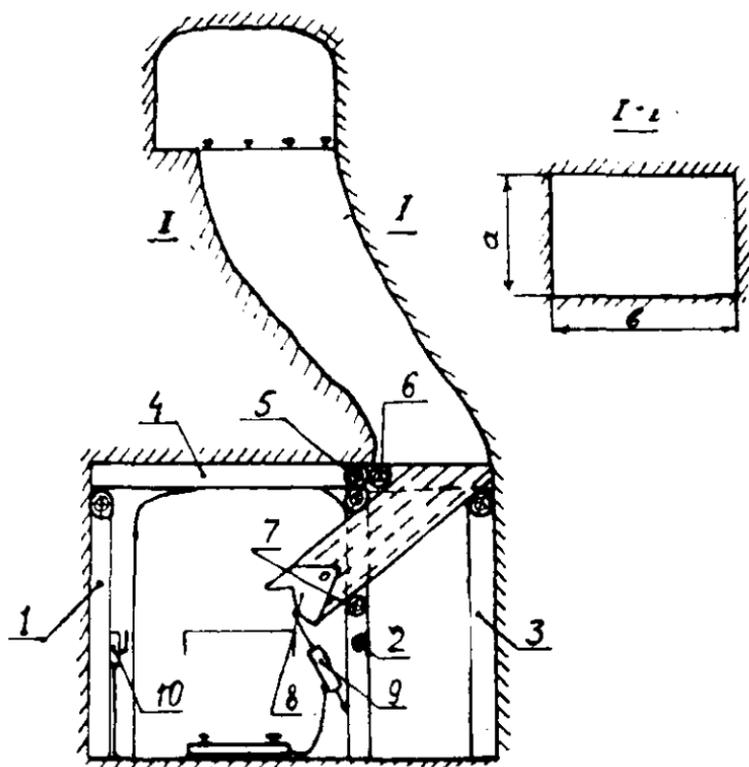


Рис. 2.3. Конструкция рудоспуска: 1, 2, 3 — соответственно вспомогательная, основная и камерная рамы; 4 — прогоны; 5 — распорка; 6 — отбойник; 7 — опорная распорка; 8 — секторный затвор; 9 — пневматическая распорная колонка; 10 — пульт управления.

местить излишки руды в рудоспуске с размерами  $h_u = 3,5 \text{ м}$ ;  $a = 1,2 \text{ м}$ ;  $b = 2,0 \text{ м}$ .

$$V_{из} = (0,3 \div 0,4) \cdot 4 \cdot 2 \cdot 2,2 \cdot 0,9 \cdot 1,5 = 8,4 \text{ м}^3$$

$$V_p = h_u \cdot a \cdot b = 3,5 \cdot 1,2 \cdot 2 = 8,4 \text{ м}^3$$

Объемы равны, следовательно, можно запроектировать рудоспуски с такими размерами.

Работы по проходке рудоспуска осуществляют в следующей последовательности. В месте расположения рудоспуска откаточный штрек расширяют вверх на 0,3 м, в одну сторону на 0,4 м и в другую — на величину  $(a+2d_c)$ , где  $d_c$  — диаметр крепежного леса. Вдоль штока длину этого расширения  $l_p$  определяют по формуле  $l_p=l_s+2d_c$ , где  $l_s$  — длина шахтного вагона. Созданную таким образом выработку вместе с принадлежащей к ней частью откаточного штока в целом называют погрузочной камерой, а более широкое боковое ее расширение, равное  $(a+2d_c)$  — камерой под рудоспуском. После уборки горной массы с камеры под рудоспуском снизу вверх начинают проходить рудоспуск. Для возможности бурения шпуров, их заряжения и взрывания устраивают на распорках бурильные полки, к которым поднимаются по приставным шахтным лестницам. Рудоспуск должен быть сбит с штоком скреперования таким образом, чтобы между его устьем и боковой стеной штока скреперования с габаритной стороны оставался щель шириной не менее 0,8 м. В случае отсутствия такой возможности с этой стороны над рудоспуском должен быть уложен достаточно прочный трап.

По окончании проходки рудоспуска в погрузочной камере устанавливают три неполные деревянные рамы: вспомогательную 1; основную 2, камерную 3 (см. рис. 2.3). На верхняки этих деревянных рам над их стойками укладывают два прогона 4 длиной, равной ширине погрузочной камеры. Рамы 1, 2, 3 и прогоны 4 вместе образуют конструкцию, которая называется люковым станком. Над верхняком основной рамы между прогонами укладывают распорку 5 и отбойник 6, а между стойками основной рамы на высоте  $h_s+0,5$  м от головки рельс — опорную распорку 7. К верхняку камерной рамы и опорной распорке привешивают сверху днище люка из брусьев толщиной 70—80 мм, а к стойкам основной рамы и прогонам пришивают борта люка из досок толщиной 60 мм. Люки чаще всего оборудуют секторными затворами фартучного типа 8, приводимыми в движение пневматическими раздвижными колонками 9, пульты управления 10 которых располагают с габаритной стороны откаточного штока на высоте 1,2 от его почвы.

Над рудоспусками устанавливают грохоты простейшей конструкции. Колосники их изготавливаются из кусков рельс. По двум сторонам рудоспуска поперек штоку скреперования укладывают подушки (деревянные брусья длиной, равной ширине рудоспуска). Рельсы укладывают яблочками вниз. Концы их изгибают, для того, чтобы скрепер при рабочем ходе не цеплялся о них.

Широкое распространение на жильных месторождениях за последнее время начал получать способ непосредственной скреперной погрузки руды в вагоны, которые располагают в ортах-заездах, пройденных из полевых откаточных штоков (см. рис. 2.3). Камеры для скреперных лебедок в таких случаях устраивают на

уровне кровли ортов-заездов, в результате чего над последними образуются окна прямоугольной формы. В этих окнах с негабаритной стороны на поперечных бревнах 1, 2 укладывают колосники грохота 3. По бокам грохота на уровне поперечных бревен 1, 2 располагают две обрезные доски 4 толщиной 60—70 мм. К этим доскам со стороны камеры для скреперной лебедки сверху пришивают пол 5 и металлическими скобами с гайками снизу подвешивают поперечное бревно 6. На бревнах 1 и 6 устраивают лоток 7, ширина которого должна быть на 30—40 см меньше длины шахтных вагонов, для исключения просыпания руды на почву орта-заезда при погрузке.

С габаритной стороны камеры для скреперной лебедки над окном укладывают трап 8 из плотно уложенных бревен диаметром 14—16 см и продольные углубления между ними заполняют сверху породной мелочью. Трап ограждают от грохота в нижней части щитком 9 высотой 40 см и перилом 10, пришиваемым к стойкам неполных деревянных рам 11 на высоте 0,9 м от уровня трапа. С целью удобства сообщения с камерой для скреперной лебедки и тем самым создания возможности совмещения работ по скреперованию руды и обмена вагонов, в боковой стенке орта-заезда, с габаритной стороны камеры делают прямоугольное углубление 12 с размерами в поперечном сечении не менее  $0,8 \times 1,0$  м и устанавливают в нем шахтную лестницу.

### 2.1.3. Штреки скреперования

При системе с магазинированием руды штреки скреперования бывают сводчатой, арочной, прямоугольной, параллелограммной, трапецевидной, сегментной и треугольной формы (рис. 2.4). Оптимальные условия их применения приведены в таблице 5.

Форма сечения штрека скреперования, как видно из таблицы 5, в основном зависит от применяемого способа крепления, а последний, в свою очередь, — от наличия на руднике того или иного крепящего материала, а также от полноты вписывания штрека данной формы с рудовыпускными дучками в мощность рудного тела без прихвата или с минимальным прихватом вмещающих пород.

Высота штрека скреперования по Правилам техники безопасности должна быть не менее 1,8 м. Однако на практике ее обычно доводят до  $2 \div 2,3$  м потому, что на почве штрека местами слой отбитой руды доходит до  $0,4 \div 0,5$  м в результате разбрасывания ее при движении скрепера, и это снижает свободную высоту штрека скреперования.

Ширину штрека скреперования определяют с таким расчетом, чтобы скрепер при работе свободно передвигался по нему, не разрушая крепление. Для этого ширина штрека и ширина применяе-

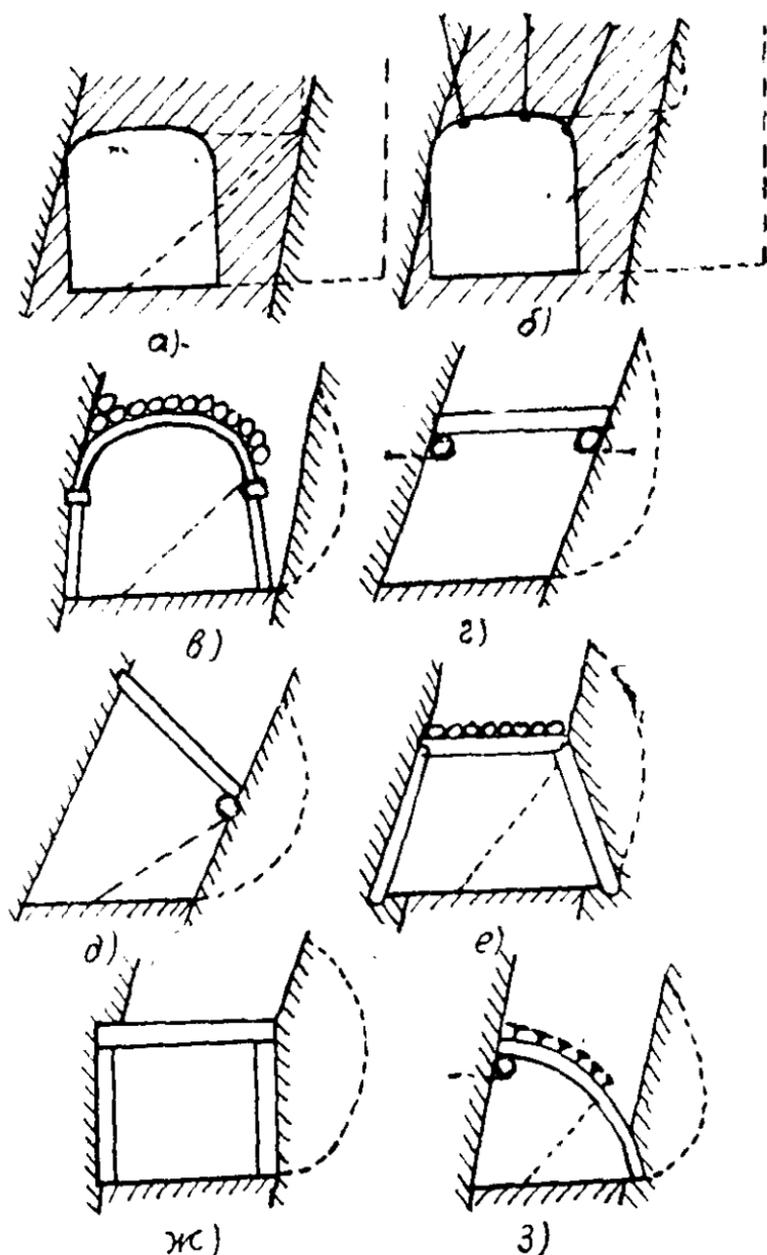


Рис. 24. Формы поперечного сечения штрэка скреперования: а — сводообразная; б — сводообразная со штанговой крeью; в — арочная; г — параллелограммная; д, в — трапециевидная; ж — прямоугольная; з — сегментная.

мого скрепера должны находиться в определенном соотношении. При системе с магазинированием руды это соотношение в зависи-

Т а б л и ц а 5

Форма сечения	Способ поддержания	Мощность рудного тела, м	Угол падения рудного тела, град.
Сводчатая	Рудные надштрековые целики (с дополнительным креплением штангами или без них)	2,5	75—90
Арочная	Металлические арки с затяжкой из круглого леса	$2,0 \div 3$	60—80
Прямоугольная	Железобетонные разборные элементы	$2,0 \div 2,5$	85—90
Параллелограммная	Поперечный накат из круглого леса на прогонах, уложенных на штырях	$1,2 \div 2,9$	50—90
	Продольный накат на верхних неполных деревянных рамах	$1,4 \div 2,2$	50—90
Сегментная	Продольный накат на сегментах из кусков старых рельс	$1,2 \div 2,0$	60—80
Треугольная	Продольный накат на наклонно уложенных стойках из старых труб, швеллеров или двутаврового проката	$1,8 \div 3,5$	60—80

мости от способа поддержания и типа скрепера может быть выбрано из таблицы 6.

Т а б л и ц а 6

Способ поддержания	Тип скрепера	Отношение ширины креп. к шир. выруб.
Рудными целиками	Складывающийся	0,70
	не складывающийся	0,55
С креплением кровли штрека	складывающийся	0,75
	не складывающийся	0,65
С креплением арками	складывающийся	0,60
	не складывающийся	0,45
С креплением сегментами	складывающийся	0,66
	не складывающийся	0,55
С креплением неполными деревянными рамами	складывающийся	0,48
	не складывающийся	0,41

При использовании таблицы 6 ширину штрека скреперования определяют по формуле

$$B_{ш} = \frac{b_{ск}}{O_r},$$

где:  $B_{ш}$  — ширина штрека скреперования, м;

$b_{ск}$  — ширина скрепера, м;

$O_r$  — коэффициент отношения ширины скрепера к ширине штрека скреперования по таблице 6.

#### 2.1.4. Выработки и устройства для выпуска руды на штрек скреперования

Выработки, через которые замагистинированная руда поступает на штрек скреперования, называются дучками, а устройства такого же назначения в зависимости от их конструкции разделяются на две разновидности — на тчки и рудовыпускные окна.

Дучки проходят в тех случаях, когда штрек скреперования предохраняется рудными целниками. Каждая дучка состоит из трех конструктивно связанных между собой элементов: камеры А, горловины Б и воронки В (рис. 2.5 разрез по II—II).

Правильно сконструированная дучка должна удовлетворять следующим основным требованиям:

1. Откос выходящей из дучки руды должен занимать не более  $2/3$  ширины штрека скреперования, чтобы скреперистам не приходилось ходить по откосам отбитой руды или стоять на них при разбивке негабарита;

2. Истечение руды через горловину дучки должно происходить без образования заторов и устойчиво стоящих сводов, а для посадки завесаний и пробок в активной зоне потока откоса отбитой руды должны быть созданы удобные и безопасные условия. Это достигается применением минимальной высоты горловины и размеров ее поперечного сечения, обеспечивающих нормальную проходимость руды;

3. Рудный целник над штреком скреперования должен иметь размеры, обеспечивающие сохранение его монолитности и прочности для восприятия давления замагистинированной руды. Для этого размеры горбовых целников в высоту и длину увеличивают с возрастанием выемочной мощности блока;

4. Дучки должны располагаться таким образом, чтобы в очистном забое на свободной поверхности отбитой руды при ее выпуске не образовывались глубокие воронки, приводящие к значительным дополнительным затратам труда. Свободная поверхность замагистинированной руды сохраняется более или менее прямолинейной в том случае, когда вершины горбовых целников между дучками образуют четкие границы разделов потоков руды при ее выпуске. С учетом перечисленных требований, конструирование дучек осуществляют следующим образом.

Прежде всего вычерчивают поперечный разрез штрека скрепе-

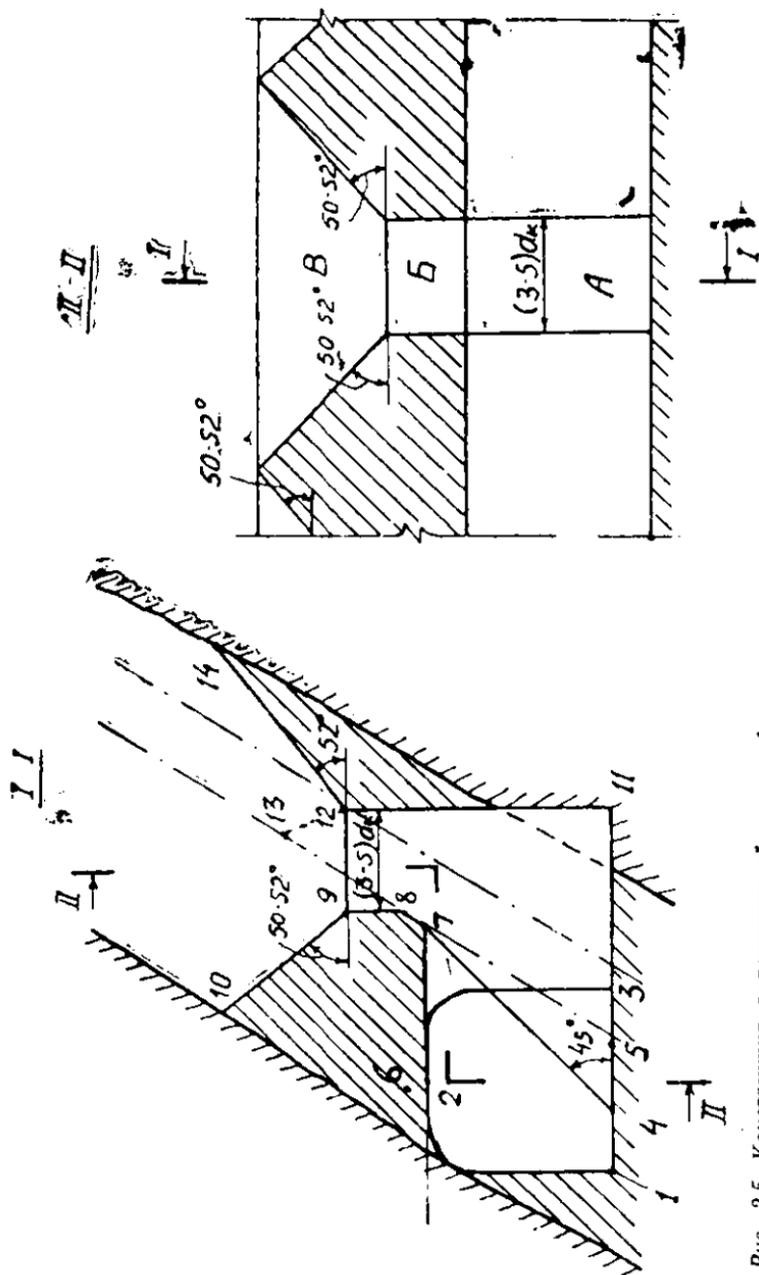


Рис. 2.5. Конструкция рудовыпускной дучки: А — камера, Б — горловина, В — воронка.

рования 1, 2, 3 (см. рис. 2.5. разрез по I—I) в масштабе 1:25 или 1:50 (согласно указаниям по оформлению горной графической документации ГОСТ 2.850-75, более мелкий масштаб не рекомендуется) [2]. Ширину штрека в основании точками 4 и 5 разделяют на три равные части. Через точку 2 на уровне кровли штрека и точку 6, расположенную в принятом масштабе на 0,3 м выше точки 2, проводят тонкие горизонтальные линии. Из точки 4, отстоящей от боковой стенки штрека скреперования на расстоянии  $1/3$  его ширины, проводят тонкую сплошную линию под углом  $45^\circ$  до пересечения с ранее проведенными горизонтальными линиями в точках 7 и 8. Из точки 8 проводят вертикально вверх отрезок 8—9, равный в натуре 1 м. С конца этого отрезка (точки 9) в сторону висячего бока рудного тела под углом  $50—52^\circ$  к горизонту проводят линию до пересечения с линией висячего бока рудного тела в точке 10.

От вертикального отрезка 8—9 горизонтально откладывают размерную линию, равную в натуре  $(3 \div 5) d_k$ , где  $d_k$  — максимальный размер ожидаемых негабаритных кусков руды. Через конец этой размерной линии проводится сплошная вертикальная линия 11—12, из которой точка 11 является точкой пересечения этой линии с горизонтальной линией, проведенной через основание штрека скреперования, а точка 12 находится на уровне точки 9. В зависимости от мощности рудного тела точка 12 может занимать три различных положения относительно лежащего бока: а) располагается между лежащим и висячим боками рудного тела (разрез I—I рисунка 2.5 в контурных линиях составлен для такого положения; б) находится на лежащем боку рудного тела (плоскость контакта лежащего бока на разрезе I—I рис. 2.5 изображена штрих-пунктирной линией); в) точка 12 находится за линией контакта (штриховая линия на разрезе I—I) в породах лежащего бока. В первом случае от точки 12 под углом  $50—52^\circ$  к горизонтальной плоскости проводят линию до пересечения с лежащим боком в точке 14; во втором — образующая воронки совпадает с лежащим боком; а в третьем — от точки 12 проводят линию 12—13 параллельно 9—10. Ломаные линии 2—7—8—9 и, в данном случае, 3—11—12—14 обводят сплошными контурными линиями, наносят штриховку на рудные и породные части, попадающие в данный разрез, и указывают все необходимые размеры.

Форма и размеры дучки вдоль штрека скреперования показаны на разрезе II—II рисунка 2.5.

Из конструкции дучки видно, что чем больше угол падения рудного тела и его мощность, тем больше и высота целника над штреком скреперования и это технически оправдано, так как давление замагнизированной руды возрастает пропорционально мощности, и это требует соответствующего увеличения размеров надштрековых целиков. При малой мощности рудного тела высо-

та целика, получаемая путем графического построения, может оказаться меньше 3,5 м. Целик такого размера при проходке дучек взрывными работами ослабляется и быстро выходит из строя. Поэтому высоту целика в таком случае увеличивают путем увеличения углов наклона образующих воронки, оставляя без изменения размеры остальных конструктивных элементов дучки. Практика показывает, что дучки, сконструированные описанным способом, удовлетворяют всем, выше перечисленным, требованиям.

Течки устраняют при отсутствии рудных целиков над штреком скреперования. Они представляют собой углубления призматической формы, располагаемые обычно в стенке штрека со стороны лежащего бока.

Данный способ в основном применяется в рудах малой мощности. Поэтому расчетная ширина штрека скреперования часто выходит за пределы горизонтальной мощности рудного тела и в таких случаях прихват вмещающих пород целесообразнее производить со стороны висячего бока.

В зависимости от соотношения размеров ширины и высоты штрека скреперования линия откоса отбитой руды может пересекать линию лежащего бока рудного тела на трех разных уровнях: выше, на уровне или ниже принятой высоты штрека скреперования. В первых двух случаях крепление кровли штрека оставляется горизонтальным и элементы наката или верхняки крепежных рам имеют одинаковые размеры по всей длине штрека (см. рис. 2, 4, г, е, ж). В третьем случае поступают двояко: 1) в местах расположения течек укладывают сплошной накат из бревен, длина которых больше ширины штрека, и поэтому они заходят в течки до линии откоса отбитой руды (рис. 2.6, а); 2) со стороны лежащего бока крепление кровли штрека скреперования опускают до точки пересечения линии откоса отбитой руды с лежащим боком (рис. 2.6, б); (значительной разницы между этими двумя способами не существует как технологически, так и экономически). После принятия конкретного решения по креплению штрека приступают к составлению рабочего чертежа течки.

Из точки 1 пересечения линии почвы штрека и лежащего бока рудного тела (рис. 2.7 разрез по I-I) проводят тонкую сплошную линию под углом  $50-52^\circ$  к горизонту до уровня верхней кромки крепления кровли штрека скреперования точки 2. К линии 1-2 опускают перпендикуляр 3-4 от кромки крепления штрека. Определяют величину перпендикуляра 3-4 в натуре и если она меньше, чем  $(3 \div 5) d_k$ , то по этой линии откладывают отрезок 3-5, равный в натуре  $(3 \div 5) d_k$ . Точки 1, 5, 2 соединяют плавной кривой линией. Из точки 2 в сторону линии контакта лежащего бока проводят линию 2-6 под углом  $60-65^\circ$  к горизонту. Ломаная линия 1-5-2-6 является контуром течки в разрезе, вкрест простирающую штрека скреперования.

По простираннию штрека скреперования (см. рис. 2.7, разрез по II—II) ширину течки определяют по формуле  $(4 \div 7) d_k$ , а расстояние между смежными течками принимают с таким расчетом, чтобы щели между ними имели ширину не менее 3,5 м.

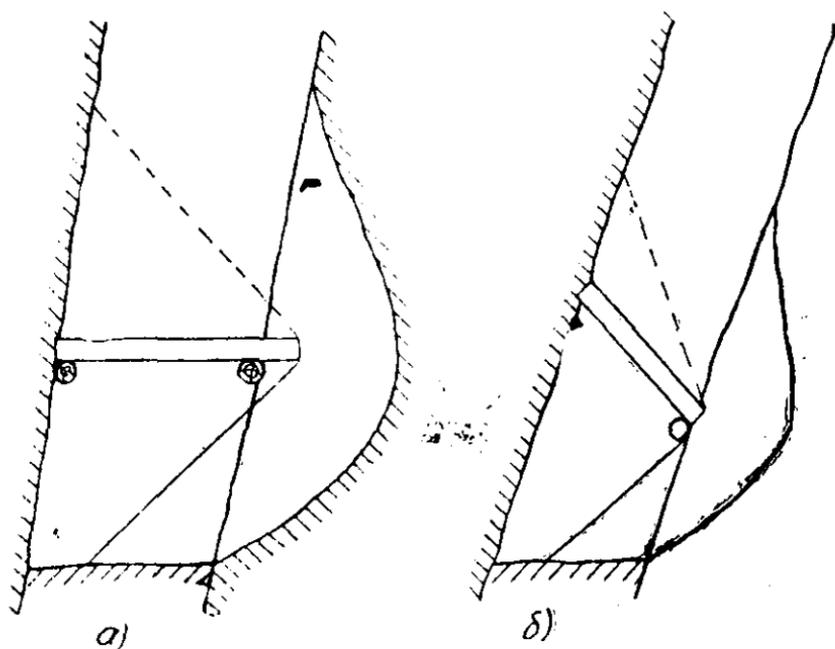


Рис. 2.6. Способы крепления кровли штрека скреперования при пересечении линии откоса отбитой руды с лежащим боком рудного тела ниже принятой высоты штрека: а — удлинение элементов наката в местах расположения течек; б — опускание крепи кровли штрека со стороны нахождения течек.

При системе с магазинированием руды рудовыпускные окна устраивают в рудных телах с углом падения  $50-65^\circ$ . В этих условиях отпадает необходимость в оформлении течек. Штрек скреперования крепят рамами или сегментами (рис. 2.8), которые со стороны выработанного пространства затягивают круглым лесом с оставлением в этой затяжке по длине штрека рудовыпускных окон шириной не менее  $(3 \div 5) d_k$ . Верхняя часть каждого окна также затягивается круглым лесом для того, чтобы откос выходящей через него отбитой руды заполнял штрек скреперования не более  $2/3$  его ширины.

Нижнее бревно 1 затяжки в рудовыпускном окне (рис. 2.8) называется налобником. Оно крепится к стойкам крепежных рам хомутами 2, изготавливаемыми из круглой стали диаметром

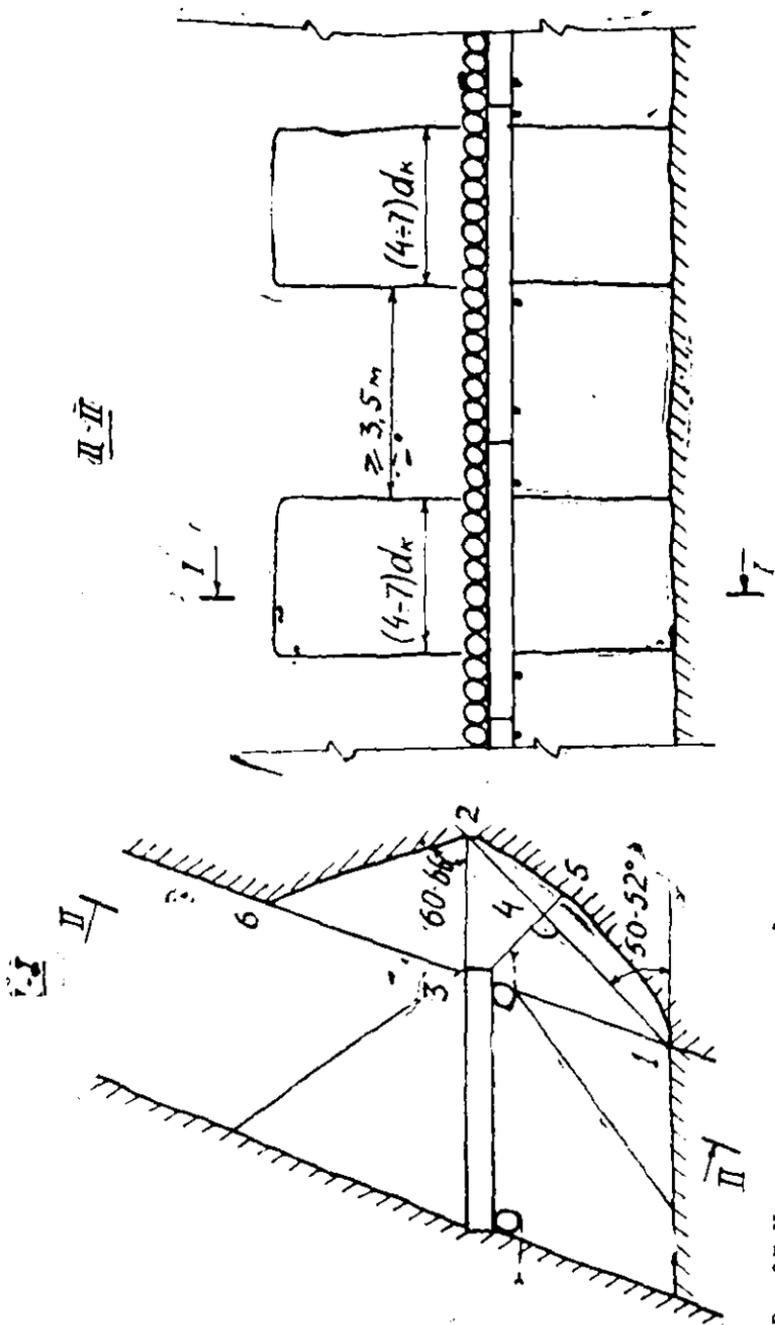


Рис. 27. Конструкция рудовыпускной течки.

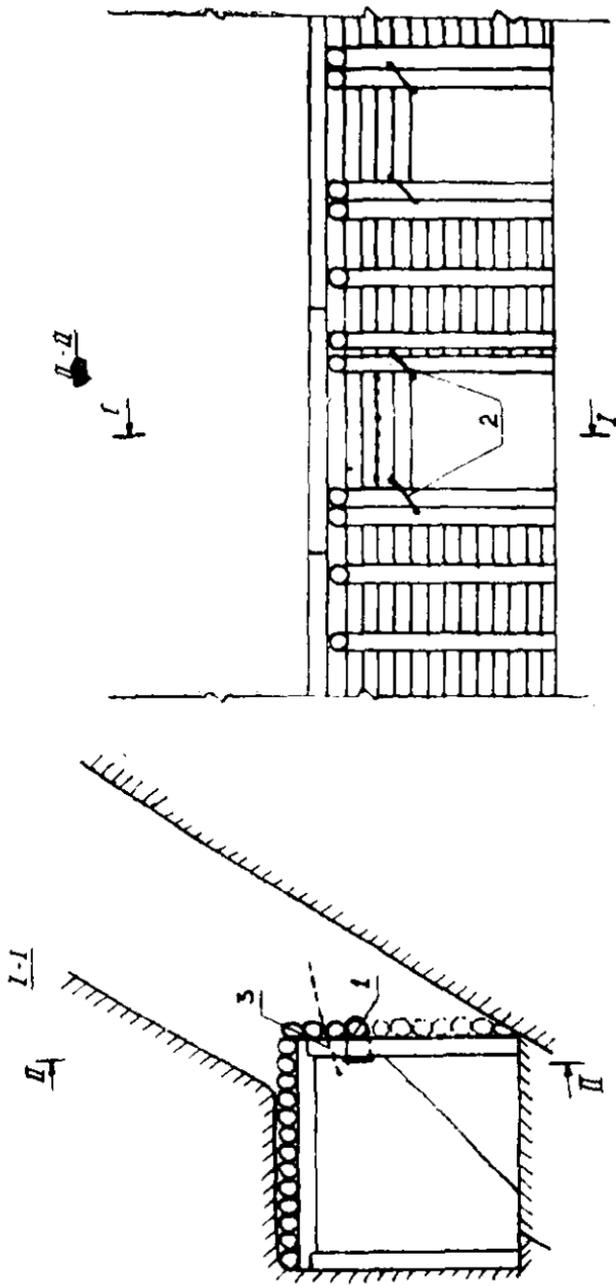


Рис. 2.8. Устройство рудовыпускных окон: 1 — наобник; 2 — хомуты для крепления наобника к стойкам; 3 — кольца, забиваемые в отбитую руду перед заменой изношенного наобника.

16-18 мм в виде скоб с нарезанной на концах резьбой. На налобник и стойку хомут надевают диагонально так, чтобы со стороны штрека скреперования можно было надеть на него планку из полосовой стали с отверстиями и затянуть его гайками. Для возможности замены налобника при выходе его из строя над ним между двумя верхними бревнами затяжки в отбитую руду забивают так называемые кольяки 3, изготавливаемые обычно из кусков старой буровой стали длиной по 1,2÷1,5 м. Из рудовыпускного окна отскреперовывают часть руды, в результате чего налобник освобождается и легко заменяется новым.

Пока нет рекомендаций по определению расстояния между рудовыпускными окнами по длине штрека скреперования. На некоторых рудниках при решении этого вопроса исходят из того, что откосы руды смежных окон не должны пересекаться для обеспечения возможности выпуска руды из определенных окон. Однако на практике имеются примеры, когда со стороны выработанного пространства штрек скреперования остается открытым и отбитая руда поступает на штрек скреперования сплошным откосом по всей его длине и это позволяет обеспечивать более плавное опускание свободной поверхности отбитой руды в очистном забое. С точки зрения удобств для осуществления ремонтных работ при выходе из строя крепления штрека первый из рассмотренных вариантов является более рациональным. Поэтому в каждом конкретном случае решение принимается, исходя из того, какому из указанных достоинств следует отдавать предпочтение.

## 2.2. ЛЮКОВЫЕ УСТРОЙСТВА

Погрузку замагазинированной руды через люковые устройства непосредственно в вагоны на откаточном горизонте применяют:

1. В жилах, имеющих в горизонтальных геологических разрезах тектонические смещения, исключающие возможность доставки руды по штреку скреперования из-за резкой его извилистости по длине блока;

2. В апофизах и ответвлениях, в которых с целью дополнительной разведки, а также снижения объема подготовительно-нарезных выработок в блоке, откаточный штрек необходимо пройти по рудному телу;

3. В жилах, где руда при отбойке получается мелкой кусковатости и тем самым создаются благоприятные условия для люковой погрузки, а применение другого способа выпуска и погрузки руды приводит к увеличению объемов подготовительно-нарезных выработок и к нецелесообразному использованию механизмов для доставки и погрузки руды.

При системе с магазином руды на практике применяли одноярусные люковые устройства [8]. Но в тех условиях, в ко-

торых люковый выпуск в настоящее время считается самым рациональным, такие конструкции себя не оправдывают. На некоторых рудниках имеют место попытки к внедрению вибрационных механизмов для выпуска замагазинированной руды. Однако и это не заслуживает одобрения из-за того, что удельные запасы отбитой руды, приходящиеся на каждый такой дорогостоящий люк, незначительны.

Исследованиями института горного дела им. Скопинского под руководством академика М. И. Агошкова было установлено, что наибольший эффект при люковом выпуске руды из магазинов достигается, когда расстояние между люками минимальное, то есть когда в блоке установлено большое количество люков. Но при этом суммарные затраты на изготовление и установку этих люков не должны оказывать значительное влияние на себестоимость добычи руды, а для этого они должны быть предельно дешевыми. И в этом отношении самыми подходящими являются подвесные люки.

Люк такой конструкции представляет собой металлический желоб из листовой стали толщиной 4-6 мм с днищем прямоугольной формы и приваренными к нему трапециевидными бортами, с широкой стороны обрезанными по кругу радиусом  $0,56 h_A$  (рис. 2.9). Ширина люка определяется по формуле  $B_A = l_A - (30 \div 40)$ , где  $l_A$  — длина кузова шахтного вагона. Высота люка  $h_A = (2,5 \div 3,0) d_K$ .

На желоб с закругленной стороны двумя болтами 1 шарнирно крепят секторный затвор 2 фартучного типа. Секторные стенки затвора располагаются с наружных сторон бортов желоба. К одной из секторных стен затвора параллельно ее верхней кромке приваривают П-образную скобу 3 из круглой стали диаметром 18-20 мм. От нижней кромки основания желоба со стороны секторного затвора откладывают 40 см и от полученной точки проводят линию под углом  $60^\circ$ . По этой линии на одинаковом расстоянии друг от друга в бортах желоба просверливают сквозные отверстия диаметром 20 мм. В таком виде люк бывает готов к установке в блоке.

Горные работы в днище блока выполняются следующим образом. Одновременно с проходкой откаточного штрека производят отбойку нулевой ленты непосредственно над кровлей штрека. После уборки рудной массы по всей длине блока в лежащем боку отбивают породы в виде треугольной призмы (рис. 2.10). Основание этой призмы имеет угол наклона к горизонту  $35-40^\circ$  и располагается на такой высоте, чтобы при установке в ней люков нижние кромки их находились выше вагонов на 20-25 см. Это определяется графически путем построения поперечного разреза по откаточному штреку.

После уборки породы закрепляется откаточный штрек непол-

ными деревянными рамами вразбежку. В местах установки люков крепежные рамы располагают на таком расстоянии друг от друга, чтобы люки свободно проходили между их стойками. Со стороны кровли на верхняки крепежных рам укладывают сплош-

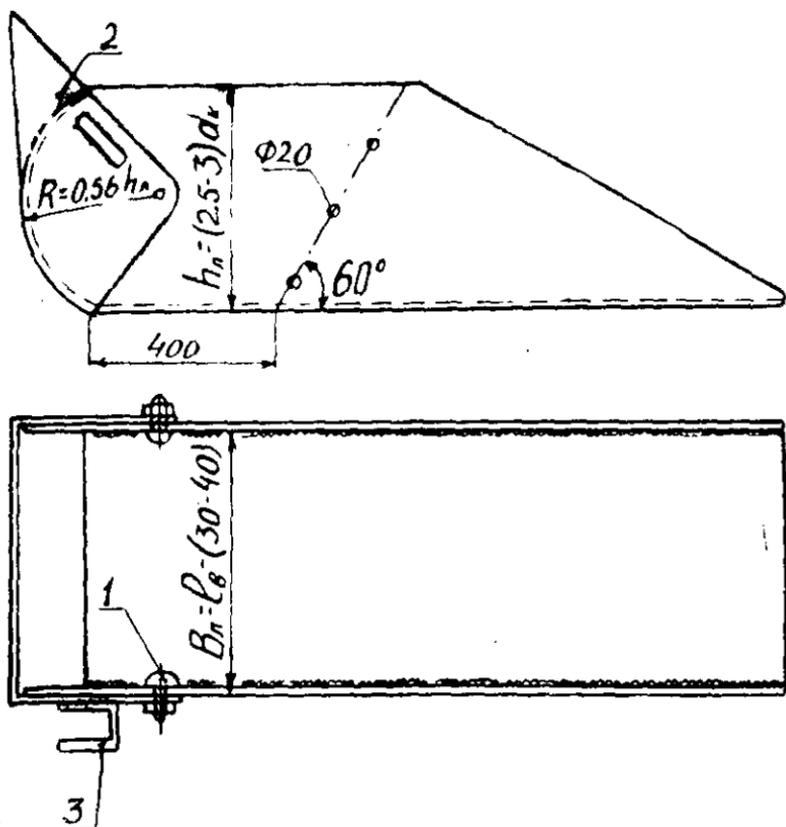


Рис. 2.9. Навесной люк с секторным затвором фартучного типа: 1 — болты для крепления затвора к желобу; 2 — секторный затвор; 3 — скоба.

ной накат из длинномерного круглого леса. Между окнами, оставляемыми для установки люков, бока затягивают круглым лесом, а в окнах для люков сверху устраивают лобовины из двух бревен. Между бревнами лобовины должны быть оставлены щели шириной не менее 5—7 см для возможности забивания через них кольняков в отбитую руду при замене или ремонте люков во время их эксплуатации. Нижнее бревно лобовины (налобник) крепится к стойкам крепежных рам скобами из круглой стали диаметром 16-18 мм с резьбами на концах.

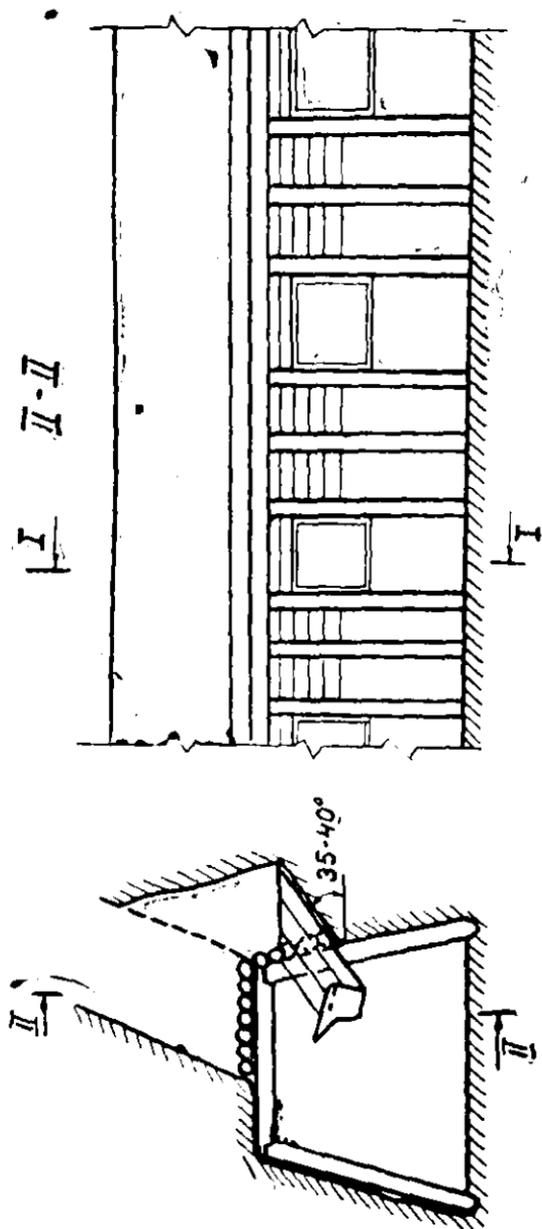


Рис. 2.10. Установка навесных люков в откаточном шт. реке.

Люки вставляют в оставленные для них окна и через отверстия в бортах забивают костыли в стойки крепежных рам, в результате чего они приобретают достаточно прочное положение. Выпуск руды из люков осуществляют с помощью съемных ручек длиной 70-80 см из труб дюймового диаметра. Один конец ручки вставляют в свободный конец П-образной скобы и поворотом ее вниз открывают секторный затвор. Для удобства работы вагоны при погрузке нужно располагать так, чтобы ручка при открывании затвора находилась в свободном пространстве между вагонами.

### 2.3. КАМЕРЫ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ

Камеры вторичного дробления и грохочения при системе с magazинированием руды целесообразно устраивать в двух случаях:

1. При отработке надбросовых частей жил, когда блоки в продольно-вертикальном разрезе по рудному телу имеют форму трапеции, длина которой в основании мала для оформления горизонта скреперования со всеми необходимыми выработками (камерами для лебедок, рудоспусками, дучками), а применение прямого выпуска руды через люки приводит к продолжительным остановкам работ в блоках и потерям рабочего времени из-за необходимости разбивки негабарита накладными зарядами ВВ прямо в люках и их частых выходов из строя;

2. В рудных телах, при отбойке которых содержание полезных компонентов в кусках разной крупности резко различное, руда на грохотах легко поддается разделению по сортам.

В блоках трапециевидной формы камеры дробления устраивают с оставлением и без оставления целников. Выбор между ними зависит от экономичности того или иного способа в данных конкретных горнотехнических условиях и осуществляется путем сопоставления по каждому из способов суммарных затрат на оформление камер дробления, определяемых по формулам:

$$C_{pc} = \Sigma V_{\sigma 1} \cdot C_1 + \Sigma V_u \cdot C_u + n_{p1} C_{p1}, \text{ руб.}$$

$$C_{pk} = \Sigma V_{\sigma 2} \cdot C_2 + [(\Sigma V_{\sigma 2} \cdot C_2 + \Sigma V_u) - \Sigma V_{\sigma 2}] C_{\sigma T} + n_{p2} \cdot C_{p2}, \text{ руб.,}$$

где соответственно по целиковому и бесцеликовому способам:

$C_{pc}$ ,  $C_{pk}$  — суммарные стоимости затрат;

$\Sigma V_{\sigma 1}$ ,  $\Sigma V_{\sigma 2}$  — суммарные объемы выработок;

$C_1$ ,  $C_2$  — стоимости проходки 1 м<sup>3</sup> выработок;

$\Sigma V_u$  — суммарный объем рудных целников, м<sup>3</sup>;

$C_u$  — стоимость выемки 1 м<sup>3</sup> целников;

$n_{p1}$ ,  $n_{p2}$  — ожидаемое количество ремонтов выработок в днище блока;

$C_{p1}, C_{p2}$  — стоимость одного ремонта;  
 $C_{от}$  — стоимость отбойки руды в камере блока;

При оставлении рудных целиков над и под камерами дробления подготовительные работы в блоке заключаются в проведении по рудному телу этапных штреков 1, 2, сквозного вертикального и наклонного погашаемого восстающих 3, 4 (рис. 2.11 а). В осно-

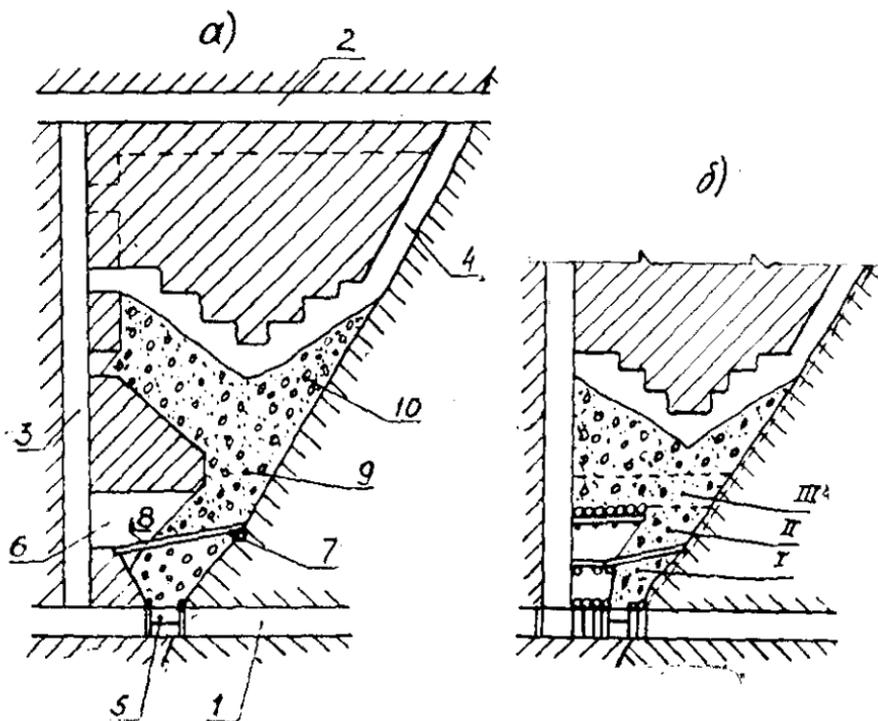


Рис. 2.11. Камеры дробления, устроенные в блоках трапециевидной формы: а) с оставлением целиков; б) с возведением крепи из леса: 1, 2 — этапные штреки; 3, 4 — фланговые восстающие; 5 — люк; 6 — камера дробления; 7 — распорка; 8 — грохот; 9 — горловина; 10 — воронка; I, II, III — ленты.

вании погашаемого восстающего устанавливают люк 5. На высоте 2 м от кровли откаточного штрека между восстающими проходят камеру дробления 6 шириной на всю мощность рудного тела и высотой 2,0÷2,2 м. Ниже почвы камеры дробления наклонный восстающий расширяют до 3,5÷4,0 м. На уровне почвы камеры дробления по бокам расширения устанавливают распорки 7 и на них сверху укладывают колосники грохота 8 так, чтобы угол наклона их к горизонту составлял 5—7°.

Над грохотом выше камеры дробления наклонный восстающий расширяют, с целью образования горловины 9 и воронки 10. Для обеспечения нормальной проходимости руды меньшая сторона горловины должна иметь размер  $(3 \div 5) d_k$ , а образующие воронки — наклон к горизонту не менее  $50^\circ$ . Откос выходящей из горловины отбитой руды не должен доходить до края грохота на 1—1,1 м для скапливания в этой части негабаритных кусков руды и их дробления механическим способом (бутобоями) или накладными зарядами ВВ.

После каждого частичного выпуска на свободной поверхности замагазинированной руды в очистном забое образуется глубокая воронка, заполнение которой отнимает много времени у забойных рабочих. Для исключения этой операции отбойку руды производят встречными потолкоуступными забоями, набираемыми с обоих фланговых восстающих.

При устройстве камер дробления без оставления рудных целиков работы в днище блока выполняют в следующей последовательности. Между фланговыми восстающими непосредственно над откаточным штреком вынимают 1-ю ленту I (см. рис. 2.11, б). Под наклонным восстающим устанавливают люк, а остальную часть штрека укрепляют неполными деревянными рамами всплошную. Отбивают 2-ю ленту II и убирают руду, над люком укладывают колосники грохота на распорках. Между грохотом и сквозным восстающим устраивают рабочую площадку для грохотчика. Снова отбивают горизонтальную ленту III и на высоте 1,8—2,0 м от рабочей площадки укладывают сплошной накат на прогонах, опирающихся на штыри, забиваемые в шпур, пробуренные в боковых породах. Длина наката выбирается из расчета сохранения на грохоте свободного пространства длиной в 1 м для скапливания негабаритных кусков и их дробления.

Блоки, в которых камеры грохочения устраивают для сортировки крупных породных кусков (рис. 2.12) и отдельной их выдачи, откаточные штреки 1 обычно располагают в рудном теле по контакту с висячим боком и над ним на высоте 2,5—3 м проходят штреки скреперования 2 такого же расположения. На флангах блока у камер для скреперных лебедок откаточный и скреперный штреки соединяют породоспусками 3. Через 6—7 м по длине блока с штрека скреперования проходят рудовыпускные дучки 4, а с откаточного штрека к ним проходят рудоспуски 5, оборудованные сверху грохотами 6, а внизу люками 7. Просвет между колосниками грохота должен соответствовать минимальному размеру породных кусков. Наклон грохотов должен составлять не менее  $12-14^\circ$  для того, чтобы при потрузке руды из люков в вагоны на откаточном штреке куски породы, не прошедшие через грохот, сползли по колосникам в штрек скреперования.

Откатчики периодически поднимаются на штрек скреперова-

ния, закатывают туда собравшиеся у камер грохочения куски породы и скреперуют их в рудоспуск 3. Оттуда их выгружают в специальные вагоны и транспортируют в полностью отработанные системой с магазинированием руды блоки для их заложения породой.

Рудосортировка на грохотах обеспечивает значительное улучшение качества выдаваемой руды на жильных месторождениях, на

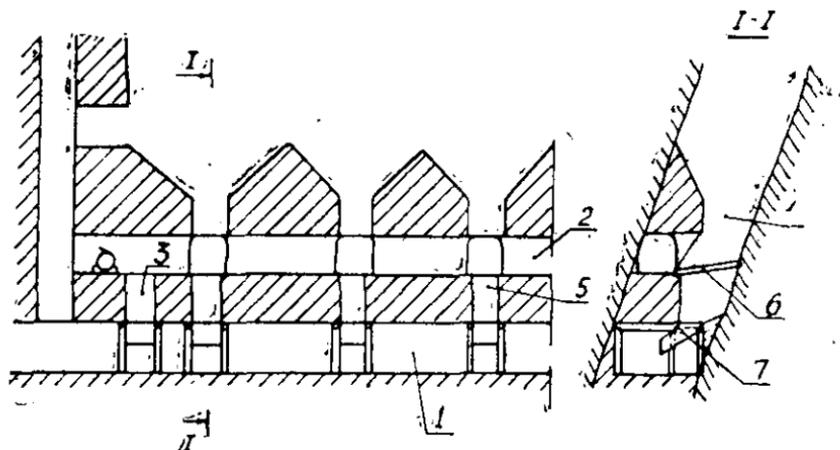


Рис. 2.12. Камеры грохочения для сортировки и отдельной выдачи крупных породных кусков: 1 — откаточный штрек, 2 — штрек скреперования, 3 — породоспуск, 4 — дучка, 5 — рудоспуск, 6 — грохот, 7 — люк.

которых рудные минералы бывают представлены хрупким материалом и легко разрушаются на куски малых размеров. Повышенные затраты на подготовку блоков с сортировкой породы во многих случаях с избытком компенсируются отсутствием затрат на транспортировку этой породы до обогатительной фабрики и ее переработкой там даже без учета дополнительных потерь металлов в отвальных хвостах обогащения, неизбежно имеющих место при переработке породы вместе с рудой.

## 2.4. РАСЧЕТ КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК ВЫПУСКА РУДЫ

Основными вопросами при расчете прочных размеров элементов крепи выработок днища блока при системе с магазинированием руды являются: 1) определение величины горного давления, создаваемого замагазинированной рудой; 2) определение соответствующего вида крепи по наибольшим допустимым пролетам ее элементов при возможных на них нагрузках [9].

Находящаяся в камере магазина отбитая руда представляет собой совокупность обломков сравнительно небольших размеров, обладающих малым сцеплением. Поэтому давление отбитой руды на крепление выработок днища блока можно рассматривать как один из ряда частных случаев, общей задачи о давлении сыпучих тел.

Известно, что жесткая поверхность, служащая основанием безгранично простирающейся в горизонтальных направлениях засыпки высотой  $H$  воспринимает давление всего столба засыпки. Это давление равно произведению высоты  $H$  на объемную плотность сыпучего материала на единицу площади основания, то есть  $\gamma H = P$ .

При наличии боковых стен напряженное состояние рыхлого материала у подстилающего основания изменяется. Это изменение зависит как от высоты засыпки, так и от расстояния между боковыми стенами. При определенных соотношениях между высотой замагазинированной руды и размерами выемочной мощности нагрузка на днище блока не будет равна массе, лежащей над ним призмы засыпки. Под действием собственной тяжести происходит вертикальное перемещение частиц отбитой руды и из-за жесткости основания она самоуплотняется. Отбитая руда оказывается в условиях всестороннего сжатия.

На основании данных физики горных пород нормальная составляющая (рис. 2 13) давления, создаваемого отбитой рудой  $\gamma H$  на каждую из боковых стен, равна  $N_1 = \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \gamma H$ , где  $\mu$  — коэффициент Пуассона для рассматриваемой породы (в данном случае отбитой руды).

Под действием этого давления в вертикальных боковых стенах камеры возникает сила трения, определяемая формулой  $N_2 = N_1 \cdot f$ , где  $f$  — коэффициент трения породы о породу.

Общая составляющая сил трения по двум боковым стенам будет в два раза больше, то есть  $N_3 = 2N_2$ .

Благодаря силам трения, призма отбитой руды, лежащей над основанием блока, разгружает часть своей массы и давление на единицу площади крепления выработки оказывается меньше лежащей над ней призмы. Оно определяется по формуле.

$$P_1 = \gamma \cdot H - N_3 \text{ или } P_1 = \gamma H - \frac{2\mu}{1-\mu} \cdot f \gamma \cdot H = \gamma H \left( 1 - \frac{2\mu}{1-\mu} \cdot f \right)$$

Величина сил трения не зависит от расстояния между боковыми стенами (величины выемочной мощности блока). Для слоя одной и той же высоты она постоянная. Поэтому с изменением мощности доля сил трения на квадратную единицу основания камеры

уменьшается обратно пропорционально размерам мощности, то есть

$$P_m = \gamma H \cdot m - \frac{N_3}{m}, \text{ где } m \text{ — выемочная мощность блока или}$$

$$P_m = \gamma \cdot H \cdot m \left( 1 - \frac{2\mu}{1-\mu} \cdot f \right).$$

С целью выяснения закономерности изменения давления отбитой руды на основание блока, с увеличением высоты замагазини-

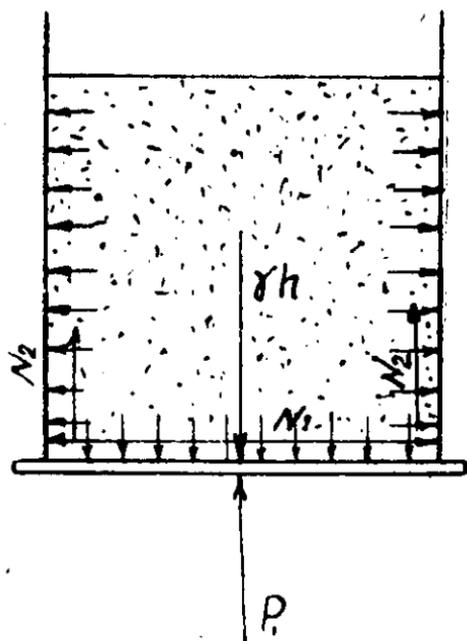


Рис. 2.13. Распределение давления сыпучего материала на дно и стены сосуда.

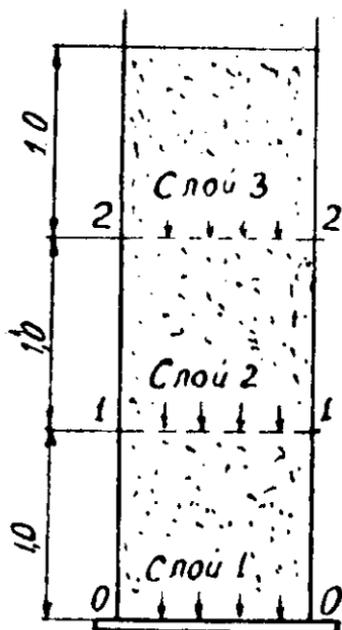


Рис. 2.14. Схема послойного разделения сыпучего материала по высоте для определения общего давления на дно сосуда.

рованной руды, условно разделим всю камеру по вертикали на несколько слоев, высотой каждый  $H=1$  м (рис. 2.14). Из-за равных размеров, массы слоев будут одинаковыми, то есть  $P_1=P_2=...$   $=P_n$ . Определим давление, создаваемое каждым из слоев на основание камеры.

Слой 1. На плоскости 0—0.

$$P_{0-0}^1 = \gamma \cdot m \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right).$$

Слой 2. На плоскости 1-1.

$$P_{1-1}^2 = \gamma \cdot m \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)$$

На плоскости 0-0

$$\begin{aligned} P_{0-0}^2 &= \gamma \cdot m \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right) - \gamma \cdot m \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right) \cdot \frac{\mu}{1-\mu} \times \\ &\times \frac{2 \cdot f}{m} = \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right) \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right) = \\ &= \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^2. \end{aligned}$$

Слой 3. На плоскости 2-2.

$$P_{2-2}^3 = \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right);$$

На плоскости 1-1.

$$P_{1-1}^3 = \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^2;$$

На плоскости 0-0.

$$\begin{aligned} P_{0-0}^3 &= \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^2 - \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^2 \times \\ &\times \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} = \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^3. \end{aligned}$$

Очевидно, что передаваемое каким-нибудь  $n$ -ым слоем давление на основание, будет

$$P_{0-0}^n = \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^n.$$

Суммарное давление, создаваемое всеми слоями, будет равно сумме всех передаваемых каждым слоем давлений, то есть

$$P = \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right) + \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^2 +$$

$$+ \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^3 + \dots + \gamma \cdot m \cdot \left( 1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m} \right)^n$$

Правая часть уравнения есть геометрическая прогрессия и поэтому

$$P = \frac{\gamma \cdot m \cdot \left(1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m}\right) \cdot \left[1 - \left(1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m}\right)^n\right]}{1 - \left(1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m}\right)}$$

Число слоев  $n$  численно равно высоте всей засыпки  $H$ . Следовательно:

$$P = \frac{\gamma \cdot m \left(1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m}\right) \left[1 - \left(1 - \frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m}\right)^n\right]}{\frac{\mu}{1-\mu} \cdot \frac{2f}{m}}$$

Кроме коэффициентов Пуассона  $\mu$  и трения  $f$ , все остальные составляющие, входящие в данную формулу, бывают известны.

Значения коэффициента Пуассона для некоторых горных пород приведены в таблице 7.

Таблица 7

Породы	Коэффициент Пуассона $\mu$
Гранит	0,20—0,25
Песчаники	0,15—0,25
Глинистый сланец	0,1—0,30
Каменная соль	0,45
Песок	0,20
Глина	0,35—0,40

Коэффициент Пуассона для твердых горных пород по мере возрастания напряжения увеличивается.

Коэффициенты трения некоторых горных пород приводятся в таблице 8.

Таблица 8

Горные породы	Коэффициент трения $f$
Гранит по граниту в покое (гладкий по грубообтесанному)	0,66
Песчаник по песчанику в покое (гладкий сухой)	0,71
Известняк по известняку в покое (обтесанный)	0,75

Если угол падения рудного тела не равен  $90^\circ$ , то

$$P = \frac{\gamma \cdot m \cdot \left(1 - \frac{\mu}{1 - \mu} \cdot \frac{2 \cdot f}{m}\right) \left[1 - \left(1 - \frac{\mu}{1 - \mu} \cdot \frac{2 \cdot f}{m}\right)^{H \sin \alpha}\right]}{\frac{\mu}{1 - \mu} \cdot \frac{2 \cdot f}{m}},$$

т/п. м.

Пример: При объемной массе руды в разрыхленном состоянии  $\gamma = 2,1$  т/м<sup>3</sup>, выемочной мощности блока  $m = 2,2$  м и высоте слоя замагазинированной руды  $H = 30$  м, определить: а) давление на крепление штрека при отработке свинцово-цинковой жилы, представленной кварцем с углом падения  $\alpha = 90^\circ$ ; б) диаметр необходимого крепежного леса. Решение: 1. Давление на 1 пог. м штрека будет

$$P = \frac{2,1 \cdot 2,2 \cdot \left(1 - \frac{0,25}{1 - 0,25} \cdot \frac{2 \cdot 0,66}{2,2}\right) \cdot \left[1 - \left(1 - \frac{0,25}{1 - 0,25} \cdot \frac{2 \cdot 0,66}{2,2}\right)^{30}\right]}{\frac{0,25}{1 - 0,25} \cdot \frac{2 \cdot 0,66}{2,2}} =$$

$$= 18,4 \text{ т/п. м.}$$

а на один элемент сплошного наката

$$\frac{18,4}{5} = 3,68 \text{ т} = 3680 \text{ кг/элемент.}$$

Максимальный изгибающий момент, создаваемый этим давлением

$$M = \frac{p \cdot l}{8} = \frac{3680 \cdot 220}{8} = 101200 \text{ кг/см}$$

Момент сопротивления сечения элемента крепи

$$W = \frac{M}{R_{из}},$$

где  $R_{из}$  — допускаемое напряжение при изгибе (для соснового леса  $R_{из} = 130$  кг/см<sup>2</sup>)

$$W = \frac{3680 \cdot 220}{8 \cdot 130} = 780 \text{ см}^3.$$

Но момент сопротивления сечения для круглого леса определяется по формуле

$$W = \frac{\pi d^3}{32} = 0,098 \cdot d^3,$$

следовательно

$$d = \sqrt[3]{\frac{W}{0,098}} = \sqrt[3]{\frac{780}{0,098}} = 20 \text{ см.}$$

## 2.5. ПОГРУЗОЧНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Погрузку замагазинированной руды в откаточные сосуды часто производят погрузочными машинами, располагаемыми в специальных горизонтальных выработках, проходимых из полевых откаточных штреков. Этот способ в горнотехнической литературе называется безлюковым выпуском руды потому, что кроме установленных под восстающими, в блоках вообще отсутствуют какие-либо другие люковые устройства.

При системе с магазинированием руды оптимальными условиями применения безлюкового выпуска являются рудные тела, имеющие:

1. Извилистую форму залегания или тектонические разрывы и смещения, когда при всех способах выпуска замагазинированной руды откаточные штреки приходится проходить с множеством изгибов, повышающих как потери и разубоживание руды, так и затраты на проходку штреков, прокладку по ним водовоздушных и вентиляционных труб, железнодорожных путей и контактного провода;

2. Прямолинейное простирание, но мощностью более 3-4 м, когда при других способах выпуска необходимо оставлять надштрековые целики больших размеров и располагать в них мелкие выработки разного сечения и направления, проходка которых вместе с последующей выемкой целиков обходится дорого и связана с повышенными потерями и разубоживанием руды.

Достоинствами способа являются:

1. Высокая доля камерных запасов руды в общем объеме блока (она составит 82-88%, тогда как при других способах выпуска руды эта доля колеблется в пределах 64-71%), что способствует снижению суммарных затрат труда на отработку блока, особенно при применении высокопроизводительных способов отбойки — скважинами или штанговыми шпурами;

2. Откаточные штреки располагаются вне контуров зон влияния очистных работ в массивах пород, меньше нарушенных горными выработками, и поэтому их можно сохранять длительное время с минимальными затратами на поддержание и использо-

вать вторично при возвратах к отработке руд, ранее считающихся забалансовыми;

3. Породой, получаемой от проходки полевых откаточных штреков и погрузочных выработок, заполняют блоки, отработанные системой с магазинированием руды, и тем самым ликвидируют пустоты и предотвращают массовое обрушение вмещающих пород;

4. В блоках нет камер для скреперных лебедок, грохотов, люков, искусственных целиков, которые требуется постоянно сохранять в исправном состоянии.

Недостатками способа считаются: 1) полевая подготовка и, вследствие этого, отсутствие возврата части затраченных средств на проходку выработок в виде попутно добытой руды; 2) сравнительно меньшая точность эксплуатационной разведки, осуществляемой подготовительными выработками в блоке; 3) механическая погрузка руды, связанная с использованием погрузочных машин, затраты на амортизацию, обслуживание, ремонт и энергию удорожают себестоимость добычи руды.

Погрузочные выработки разделяют на две разновидности: погрузочные камеры и погрузочные заезды.

Первые из них проходятся перпендикулярно к откаточному штреку. Располагают их по простиранию месторождения через 6-7 м друг от друга. В поперечном сечении размеры их принимают, исходя из следующих соображений: между боковыми стенами камеры и корпусом погрузочной машины в наиболее выступающих частях должны оставаться зазоры шириной не менее 0,5 м для нахождения и работы там машиниста погрузочной машины; высота камеры должна быть выше погрузочной машины с поднятым ковшом на 0,15—0,20 м, а для погрузочных машин непрерывного действия высоту камеры принимают равной 2,0-2,2 м, если по паспорту машины не требуется выработка большей высоты.

Длину погрузочных камер определяют, исходя из обеспечения погрузки руды непосредственно в вагоны на откаточном штреке без их расцепки и каких-либо маневров. Чтобы руда при разгрузке из ковшов или конвейеров не падала на почву штрека, для этого ковши или конвейер должны заходить за борт вагона не менее, чем на 0,3-0,4 м. Погрузочные машины непрерывного действия (с загребаящими лапами, барабанно-лопастного типа) должны внедряться в откос развала на 0,4-0,6 м и стоять неподвижно при погрузке, а погрузочные машины ковшевого типа для лучшего внедрения в откос отбитой руды должны иметь свободный ход на длину 1 м. С учетом удовлетворения всех этих требований длину погрузочной камеры определяют по формуле (рис. 2.15).

$$L_k = l_m + \frac{h_k}{\operatorname{tg} \alpha} + 1 + l_{вн} - a_3 - b_3, \text{ м}$$

где  $l_m$  — длина погрузочной машины, м;  
 $h_k$  — высота камеры, м;  
 $\alpha$  — угол откоса отбитой руды, град;  
 $l_{вн}$  — величина внедрения в откос или длина свободного хода при погрузке погрузочными машинами соответственно непрерывного и циклонного действий;  
 $b_3$  — зазор между стенкой штрека и вагоном (0,2÷0,25 м);  
 $a_3$  — величина захода ковша или конвейера за борт откаточного сосуда, м.

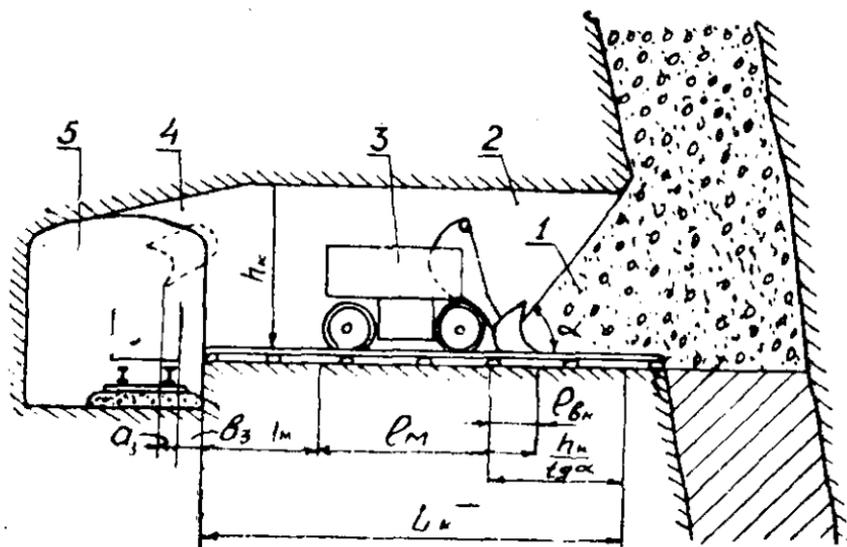


Рис. 2.15. Расчетная схема для определения длины погрузочной камеры; 1 — откос отбитой руды; 2 — погрузочная камера; 3 — погрузочная машина; 4 — призматический срез в кровле штрека; 5 — откаточный штрек.

Погрузочные камеры располагают на 0,5—0,6 м выше почвы откаточного штрека. Это делается потому, что погрузочную машину из одной камеры в другую перевозят на тележке, на которой смонтирован поворотный круг. Если погрузочная машина на железнодорожном ходу, то к поворотному кругу сверху приваривают куски рельс и в камере укладывают железнодорожный путь, образующий нормальный стык с кусками рельсов на поворотном круге при их расположении в одну линию. При применении погрузочных машин на гусеничном или пневмошинном ходу поворотный круг сверху имеет гладкую поверхность.

В некоторых случаях кровля штрека оказывается расположенной ниже кровли камеры. И тогда кровлю штрека в местах соп-

ражений с камерами снимают в виде треугольных призм (см. рис. 2.14).

Достоинствами погрузочных камер являются:

1. Малый объем и соответственно меньшая стоимость их проходки;

2. Удобные условия для погрузки руды и высокая производительность погрузки, так как вагоны загружаются без расцепки при железнодорожном транспорте и без маневров при применении самоходных транспортных средств;

3. Погрузочные камеры проходятся перпендикулярно к откаточному штреку и поэтому боковые породы в сопряжениях камер с штреком бывают мало разрушены, что снижает затраты на их поддержание;

4. Откосы отбитой руды в торцах погрузочных камер располагаются параллельно фронту погрузки погрузочной машины, что создает им более удобные условия для производительной работы.

Основными недостатками погрузочных камер являются: 1) расстояние от откаточного штрека до рудного тела должно быть строго определенным; 2) невозможность или нецелесообразность применения самоходных комбинированных погрузочно-доставочных машин, которые из-за недостаточной ширины штрека либо не могут поворачиваться в них под прямым углом, либо необходимо значительно расширять штрек, что удорожает себестоимость его проходки и поддержания.

Погрузочные заезды представляют собой ответвления от откаточного штрека в сторону рудного тела (рис. 2.16). При малом расстоянии от откаточного штрека до рудного тела их проходят под острыми углами. При этом, чем меньше расстояние от откаточного штрека до рудного тела, тем меньше и угол между откаточным штреком и заездом. Каждый заезд состоит из закругленного и прямолинейного участков (см. рис. 2.16).

Длина закругленного участка  $l_3 = \frac{\alpha \cdot \pi \cdot R}{180}$ , где  $\alpha$  — угол между прямолинейным участком заезда и штреком,  $R$  — радиус закругления, принимаемый равным  $6Ж$ , где  $Ж$  — жесткая база погрузочной машины или вагона (принимается большее значение). Заменив  $R$  его значением, получим

$$l_3 = \frac{\pi \alpha \cdot Ж}{30}, \text{ м}$$

Длина прямого участка заезда определяется по формуле

$$l_n = l_m + \frac{h_3}{\text{tg } \alpha} + l_3 + a,$$

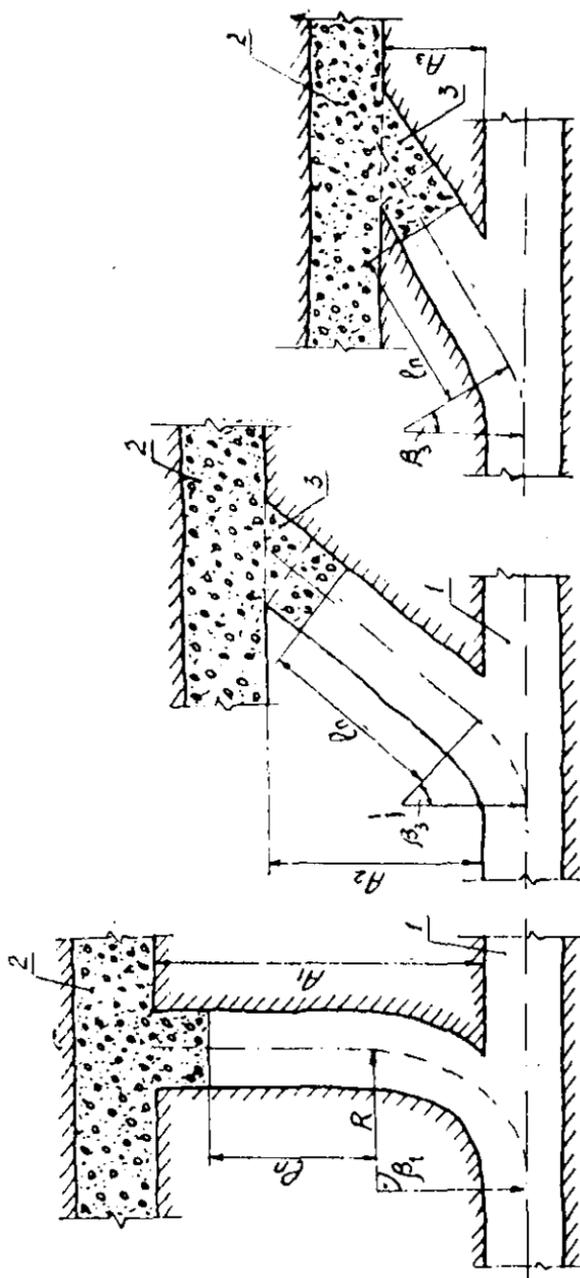


Рис. 2.16. Изменение угла между откаточным штрехом и заездами в зависимости от расстояния между откаточным штрехом и рудным телом при одной и той же длине прямого участка заезда; 1 — откаточный штрех; 2 — рудное тело; 3 — треугольная призма в кровле заезда, подлежащая отбойке для расположения отко-са отбитой руды параллельно фронту погрузки.

где  $l_k$  — длина погрузочной машины,  $h_3$  — высота заезда,  
 $\alpha$  — угол откоса отбитой руды,  
 $l_a$  — длина вагона со сцепкой,  
 $a$  — величина свободного хода.

Общая длина заезда  $L_3 = l_3 + l_n - B/2$ , где  $B$  — ширина штрека.

Размеры поперечного сечения заездов определяют так же, как и погрузочных камер. Заезды всегда проходят на одном уровне с откаточным штреком, при нагрузке погрузочные машины с прицепленными к ним вагонами заезжают к откосам отбитой руды.

В заездах, кроме тех, которые подходят к рудному телу под прямым углом, откосы руды располагаются под острым углом к фронту погрузки погрузочной машины и поэтому ковш ее хуже наполняется и по этой причине снижается производительность погрузки. Для устранения этого недостатка в сопряжениях заездов с рудным телом кровли заездов снимают в виде треугольной призмы так, чтобы откосы отбитой руды располагались параллельно фронту погрузки погрузочной машины (см. рис. 2.16).

Достоинства погрузочных заездов: 1) возможность применения при любых расстояниях от откаточного штрека до рудного тела; 2) отсутствие каких-либо приспособлений для перегона погрузочной машины из одного заезда в другой; 3) возможность применения комбинированных самоходных погрузочно-доставочных машин, исключающих прокладку железнодорожных путей и контактного провода по откаточным штрекам.

Способ имеет следующие недостатки:

1. Большая длина погрузочных заездов, и, соответственно, более высокая стоимость их проходки;

2. У каждого погрузочного заезда в откаточном штреке приходится укладывать стрелочные переводы при железнодорожном транспорте, что удорожает прокладку железнодорожного пути и снижает производительность транспорта;

3. Большие затраты времени на погрузку руды при железнодорожном транспорте (вагоны по одному отцепляют, закатывают в заезд, прицепляют, загружают и до полного цикла в обратном порядке выполняют те же операции).

Таким образом, погрузочным заездам при системе с магазинированием руды предпочтение следует отдать при использовании комбинированных погрузочно-доставочных машин или необходимости расположения откаточных штреков на значительных расстояниях от рудного тела.

## ГЛАВА 3. СХЕМЫ ПОДГОТОВКИ ФЛАНГОВ БЛОКОВ

### 3.1. ТИПЫ ФЛАНГОВ

Флангом блока применительно к системам разработки называют каждую из обеих границ эксплуатационного блока по его длинной стороне. Эта граница может быть представлена:

1. Воображаемой вертикальной плоскостью, проходящей между двумя совместно обрабатываемыми блоками. Такие фланги часто имеют блоки, обрабатываемые системами слоевого или подэтажного обрушения, а при системе с магазинированием руды такое разграничение блоков связано с некоторыми техническими трудностями и поэтому не применяется:

2. Временно существующей вертикальной плоскостью, образуемой в результате опережающей отработки блока и ликвидируемой при отработке смежного с ним блока (фланги такого типа применяют в основном при системах с обрушением потолкауступной выемки с распорной крепью и подэтажных штреков;

3. Восстающим, выкрепляемом в выработанном пространстве по мере отработки блока (такие фланги при системе с магазинированием применяют в сплошных рудных телах небольшой мощности или в тех случаях, когда границей блока является столбобразное породное включение или тектоническое смещение);

4. Сквозным рудным восстающим без оставления целиков;

5. Сквозным восстающим с односторонними рудными целиками;

6. Восстающим, пройденным в междукамерном целике;

7. Полевым восстающим и рудным междукамерным целиком.

Схемы всех этих типов флангов в порядке их перечисления здесь приведены на рис. 3.1. в позициях от 1 до 7.

За последнее время в горнотехнической и патентной литературе имеется ряд предложений по усовершенствованию конструкции флангов блоков. Из них многие заслуживают внимания, такие как замена рудных междукамерных целиков бетонными столбами, возведение породных ларей по сторонам флангового восстающего по мере отработки блока и др. Но пока они широкого практического применения не имеют. Доля же применения последних пяти из вышеперечисленных типов флангов на жильных месторождениях, соответственно составляет 20; 25; 15; 30; 10%. Во всех этих типах проходят горные выработки.

### 3.2. ВЫРАБОТКИ, ПРОХОДИМЫЕ НА ФЛАНГАХ БЛОКОВ

При применении системы с магазинированием руды во всех случаях на флангах блоков проходят восстающие. Ими производится:

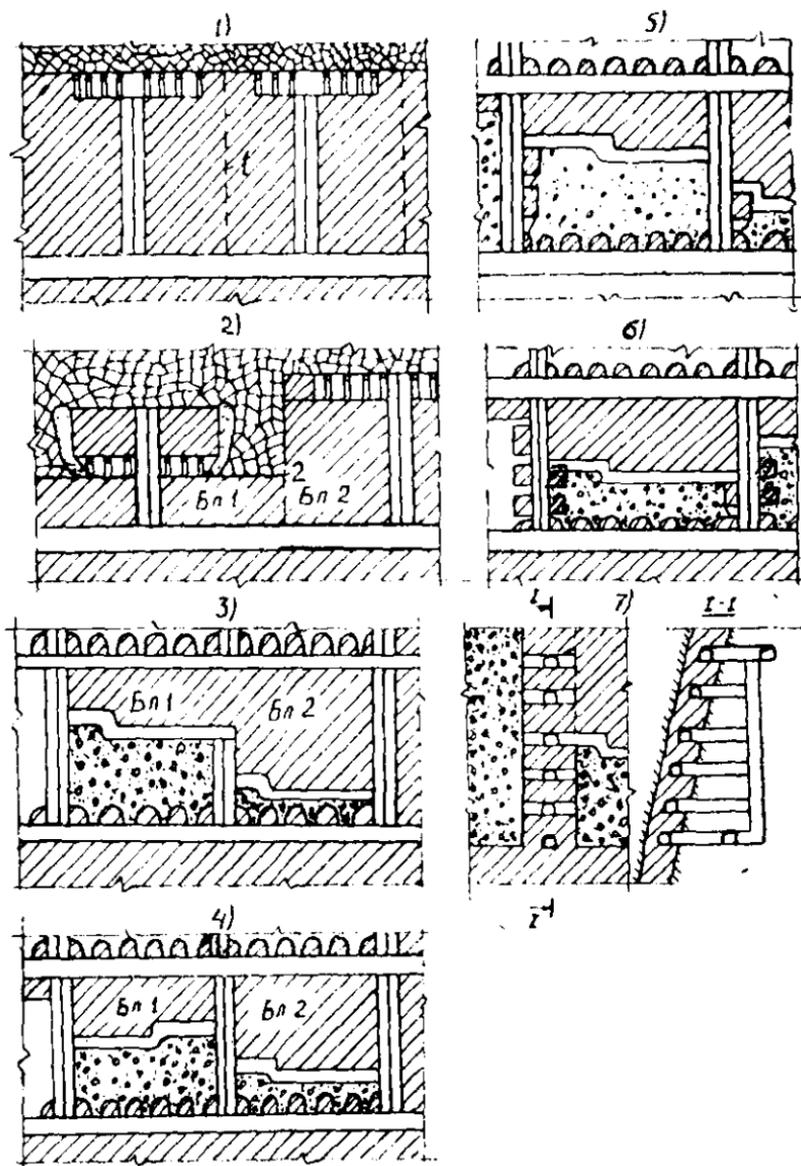


Рис. 3.1. Типовые схемы оформления флангов блоков при разработке крутопадающих месторождений: 1) условная вертикальная плоскость; 2) временно существующая вертикальная плоскость; 3) наращиваемый восстающий; 4) сквозной восстающий; 5) восстающий с односторонними целиками; 6) восстающий в междукammerном целике; 7) полевой восстающий с междукammerным рудным целиком.

1. Дополнительная разведка рудного тела для установления характера изменения его мощности, угла падения, содержания полезных компонентов и других горнотехнических факторов с целью составления более точной геологической основы по блоку;

2. Разделение этажа на отдельные выемочные участки, отработку которых можно вести обособленно с необходимой интенсивностью для шихтовки руды и ритмичной работы рудника; в этом случае восстающий выполняет роль перегородки, предотвращающей пересыпание замагазинированной руды из одного блока в другой;

3. Поддержание обнаженных боковых стен выработанного пространства креплением восстающих или оставляемыми около них рудными целиками;

4. Обслуживание работ по очистной выемке, доставка в очистной забой материалов, инструментов, оборудования, а также прокладка водовоздушных труб и электрического кабеля для скреперных лебедок и обеспечение продвижения вентиляционного воздуха;

5. Сообщение рабочих с очистным забоем;

6. Перепуск как излишков руды при их выдаче непосредственно из очистного забоя с помощью скреперных лебедок, так и пустых пород, отбываемых из мелких породных включений, а также из боковых стен в местах сужений жилы.

Иногда восстающий выполняет все перечисленные функции одновременно. Однако чаще всего только некоторые из них оказываются наиболее существенными. Например, если рудное тело имеет простое строение и выдержанные элементы залегания по всем направлениям, то геологические разрезы, составленные по этажным штрекам, являются достаточным информационным материалом для составления более или менее точной геологической основы по блоку. И в таком случае роль восстающего, как имеющего промразведочное значение, отпадает. То же самое получается с его использованием в качестве рудоспуска или породоспуска. Если частичный выпуск руды производится через выработки в днище блока или в блоке нет пережимов и породных включений, то полностью отпадает необходимость в приспособлении восстающего под выполнение этих операций. В устойчивых вмещающих породах или при наличии в рудном теле породных включений или тектонических смещений, оставляемых в выработанном пространстве в виде целиков, отпадает необходимость в применении усиленного крепления в восстающем или оставлении при нем рудных целиков с целью поддержания боковых стен выработанного пространства.

При необходимости оставления в блоке рудных междукамерных целиков или наличии естественных границ между блоками в виде сквозных столбообразных породных включений или пород-

ных промежутков между отдельными частями рудного тела, разорванными вертикальными тектоническими смещениями, помимо восстающих, на флангах блоков проходят горизонтальные высечки и соединяющие их с очистными лентами вертикальные сбойки. Каждая из этих выработок также имеет свои специальные назначения.

Высечки проходят для соединения восстающего с очистным забоем, если между восстающим и камерой блока находится рудный целик, породное включение или породный промежуток. Поэтому они выполняют те же функции, что и восстающие, то есть служат для прокладки водовоздушных труб и электрического кабеля, через них осуществляются переходы из восстающего в очистной забой и обратно, продвижение вентиляционной струи воздуха. Но, помимо перечисленных функций, они часто используются в качестве буровых камер при отбойке руды скважинами, а также в качестве выработок для выемки междуканальных целиков. Через них осуществляется наблюдение за генеральным выпуском руды, посадка завесаний и смыв рудной мелочи после полной отработки блока. Все эти функции налагают на конструкцию высечек особые требования.

Вертикальные сбойки проходят к высечкам обычно с очистного забоя последовательно по мере отработки камеры. Необходимость в их проходке возникает вследствие того, что при доведении отбойки руды до уровня очередной нижележащей высечки она закрывается замагистинированной рудой и по этой причине не бывает выхода через нее из восстающего в очистной забой. Чтобы этот выход не закрывался, для этого, расстояние между высечками по высоте должно равняться высоте лент, то есть 2-2,2 м, а в таком случае между высечками оставлять целики невозможно. Поэтому, между высечками сохраняют нормальное расстояние, то есть 4-5 м (такое же, как между лестничными полками в восстающем) и со стороны очистного забоя их соединяют последовательно сбойками (рис. 3.2). По сбойкам прокладывают водовоздушные трубы, в них устанавливают шахтные лестницы. Сбойки часто используются в качестве отсечных щелей, из которых начинают отбивать очередные ленты или уступы.

Следовательно, в зависимости от назначения каждого из рассмотренных выработок, формы и размеры их, пространственное расположение и способ крепления бывают разными.

### **3.3. КОЛИЧЕСТВО ОТДЕЛЕНИЙ В ФЛАНГОВЫХ ВОССТАЮЩИХ**

Количество отделений во фланговых восстающих при системе с магистинированием руды на практике колеблется от 2 до 4. Минимальное количество отделений принимают при проходке восстаю-

щих каким-нибудь одним из специальных способов: с помощью клеть-платформы, проходческим комплексом типа КПВ, секционным взрыванием скважин. В этих случаях в период проходки восстающий обычно имеет только одно отделение, а потом его, во время армировки, разделяют на два самостоятельных отделения перегородками из досок толщиной 40-50 мм, пришиваемых к рас-

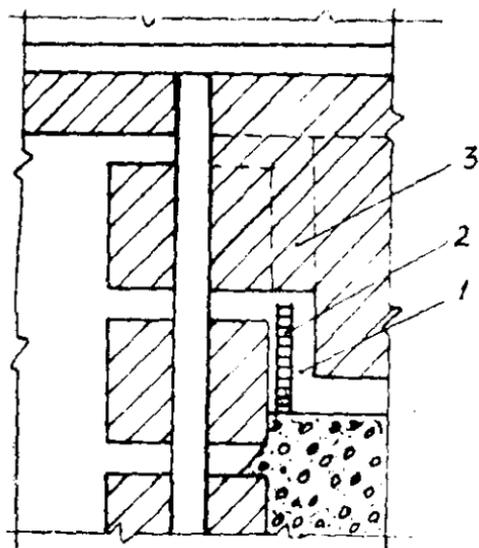


Рис. 3.2. Фланг блока с поочередно-последовательно проходными сбойками; 1 — пройденная сбойка; 2 — шахтная лестница; 3 — намечаемая к проходке очередная сбойка.

стрелам восстающего или к средним поперечным элементам сруб-а. Одно из этих отделений оборудуется лестничными полками и лестницами и служит для сообщения с очистным забоем и прокладкой водовоздушных труб, а другое используется для подъема в блок материалов (крепежного леса, ВВ, средств взрывания), инструментов (перфораторов, буров, шлангов и т. п.), оборудования (скреперных лебедок, магнитных пускателей, скреперов, контейнеров и др.). По этому же отделению осуществляется подача в очистной забой вентиляционной струи воздуха, для возможности чего оно оставляется открытым по всей длине восстающего.

Двухотделенные восстающие на жильных месторождениях при системе с магазинированием руды встречаются редко. Объясняется это ограниченностью применения специальных способов для проходки фланговых восстающих прямо по жиле из-за извилистости их залегания.

Чаще всего на жильных месторождениях при применении системы с магазинированием руды фланговые восстающие проходят обычным мелкошпуровым способом и при этом количество отделений бывает не менее трех. Кроме ходового и материального отделений

в восстающем для возможности размещения и отдельной выдачи отбиваемой горной массы при проходке нужно иметь рудоспускное отделение, оборудованное на уровне откаточного штрека лючковым устройством. Это отделение во время отработки блока используется для выдачи пустых пород, отбиваемых в местах сужений жилы или из породных включений и доставляемых до этого

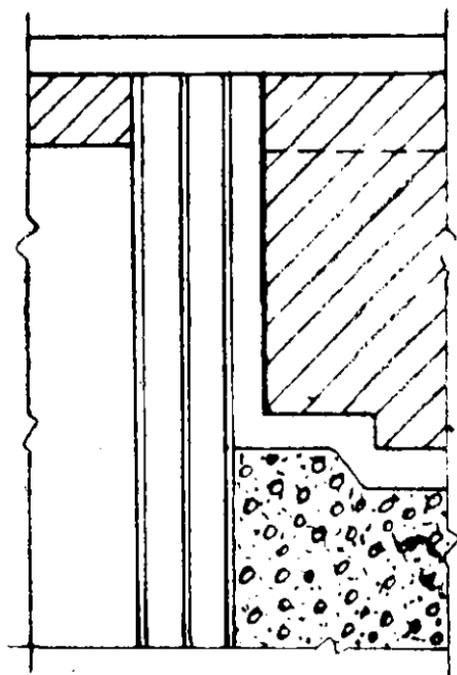


Рис. 3.3. Схема погашения рудоспускного отделения восстающего.

отделения в контейнерах или скреперными установками. В случае отсутствия такой необходимости, это отделение по мере отработки блока погашается и в отработанной части блока в восстающем оставляют только два отделения — ходовое и матерьяльное (рис. 3.3.).

Четыре отделения (ходовое, матерьяльное, рудоспускное и породоспускное) в фланговых восстающих приходится создавать в тех случаях, когда излишки руды при отбойке выдают непосредственно из очистного забоя через фланговые восстающие и через те же восстающие выдают породу, отбиваемую из породных включений и породных промежутков между тектоническими смещениями жилы.

## 3.4 РАЗМЕРЫ ОТДЕЛЕНИЙ ВОССТАЮЩИХ

### 3.4.1. Ходовое отделение

По Правилам технической эксплуатации и техники безопасности ходовое отделение восстающего должно быть изолировано перегородками. Свободные размеры его в поперечном сечении определяются, исходя из: а) необходимых размеров лазов в лестничных полках, которые для обеспечения возможности свободного передвижения бойцов горноспасательных команд в респираторах должны быть не менее 0,7 м по длине и 0,6 м по ширине лестницы; б) максимально допустимого угла наклона лестницы, равного 80° и минимального расстояния от ее основания до крепи выработки — 0,6 м; в) максимально разрешаемого расстояния между лестничными полками (6 м).

Кроме перечисленных размеров, официально регламентируемых для всех типов восстающих, на минимально допустимые размеры ходового отделения фланговых восстающих при системе с магазинированием руды влияют угол падения рудного тела, расстояние по вертикали между высечками в междукамерных целиках, мощность рудного тела.

Фланговые восстающие при системе с магазинированием руды на жильных месторождениях в исключительном большинстве случаев проходят по рудному телу, поэтому угол его наклона совпадает с углом падения рудного тела.

При угле наклона восстающего, равного 90°, ширину ходового отделения восстающего определяют по формуле

$$B_0 = 0,6 + \operatorname{tg}(90 - \alpha) \cdot (h_n + 1), \text{ м,}$$

где 0,6 — расстояние от основания лестницы до боковой стены восстающего (см. расчетную схему, рис. 3.4);

$\alpha$  — угол наклона лестницы к горизонту (изменяется в пределах от 60 до 80°, меньше 60° целесообразнее восстающий оборудовать маршевыми лестницами, а при угле наклона шахтных лестниц более 80° повышается опасность падения с них и утомляемость рабочих при движении по ним как вверх, так и вниз).

$h_n$  — расстояние между лестничными полками;

1 — высота в м, на которую должна выступать каждая лестница от верхней полки по Правилам техники безопасности.

Расчеты, произведенные по данной формуле, показывают, что даже при максимально допустимом угле наклона лестниц (80°) и расстоянии между лестничными полками 2, 4, 6 м, свободная ширина лестничного отделения соответственно должна быть равна 1,138; 1,480; 1,832 м.

С изменением угла наклона восстающего (или рудного тела) свободная ширина ходового отделения определяется по формуле:

$$B_a = 0,7 + 0,15 + h_p \cdot \operatorname{tg}(90 - \alpha) = 0,85 + h_p \cdot \operatorname{tg}(90 - \alpha), \text{ м,}$$

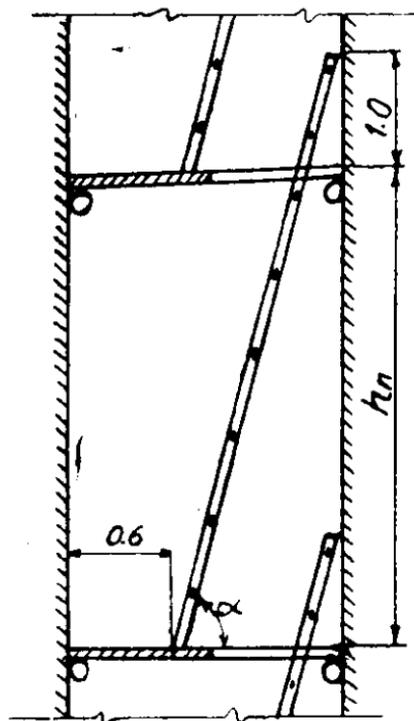


Рис. 3.4. Расчетная схема для определения ширины ходового отделения вертикального восстающего.

где 0,7 — расстояние от условной вертикальной плоскости, проведенной через основание лестницы до висячей стороны восстающего на высоте 1,5 м, от нижнего лестничного полка для свободного передвижения бойцов горноспасательных команд с респираторами на спине по наклонным восстающим;

0,15 — минимально допустимое расстояние от стены восстающего до лестницы (оставляется для более удобного расположения ступни ноги на перекладине лестницы);

$h_p$  — рост рабочего (принимается равным 1,8—2,0);

$\alpha$  — угол наклона восстающего к горизонтальной плоскости.

Из данной формулы видно, что при угле наклона восстающего меньше  $80^\circ$ , ширина ходового отделения зависит только от величины этого угла.

Расстояние между высечками в междукammerном целике оказывает влияние на ширину ходового отделения восстающего по сле-

дующей причине: с целью обеспечения безопасности перехода от восстающего к высечке и, наоборот, лестничные полки должны располагаться на уровне оснований высечек. При этом высечки должны быть пройдены на таком расстоянии друг от друга, которое обеспечивает наибольшую монолитность отдельных частей междукламерного целника. При мелкошпуровом способе проходки высечек целниковые части между ними принимаются не менее 2,0 м. Поэтому, с учетом нормальной высоты высечек 1,8 м, минимальное расстояние между лестничными полками при оставлении междукламерных целников равно 3,8 м. Следовательно, свободную ширину ходового отделения вертикального флангового восстающего с междукламерными целниками следует определять по формуле:

$$B_a = 0,6 + (3,8 + 1) \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha) = 0,6 + 4,8 \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha), \text{ м.}$$

При угле падения рудного тела, равном  $80^\circ$  или меньше, и оставлении междукламерных целников, расстояние между высечками не влияет на величину свободной ширины ходового отделения восстающего, и поэтому она определяется по формуле:

$$B_a = 0,85 + h_p \cdot \operatorname{tg}(90^\circ - \alpha), \text{ м}$$

Длина ходового отделения (размер по ширине лестниц) зависит от расположения лестниц и лазов в лестничных полках. Для передвижения людей по восстающему наиболее удобным является параллельное расположение лестниц с наклоном всех лестниц в сторону наклона восстающего. Только в этом случае не приходится делать лишние движения и повороты на лестничных полках и экономится время на спуск-подъемы с меньшим уставанием. А лазы в лестничных полках должны быть расположены по высоте восстающего так, чтобы они не образовывали сквозного отверстия. При соблюдении указанных условий минимальная длина ходового отделения восстающего получается равной 1,2 м.

Часто размеры ходового отделения, определенные расчетным путем, приходится увеличивать. К этому прибегают в тех случаях, когда общая ширина восстающего бывает меньше мощности рудного тела и по этой причине приходится оставлять у одной из боковых сторон восстающего рудный целник небольшой ширины, последующая обработка которого связана с техническими трудностями и обходится дорого. Однако при большой мощности рудного тела и оставлении междукламерных целников расчетные размеры ходового отделения по этой причине не увеличивают.

### 3.4.2 Рудоспускное отделение

Рудоспускное отделение флангового восстающего должно иметь такие размеры, при которых исключается образование заторов и зависаний руды, перепускаемой через это отделение как при про-

ходке восстающего, так и при выдаче излишков руды из блока при очистной выемке. Практика применения системы с магазинированием руды на жильных месторождениях показала, что при соотношении размеров наибольших кусков в отбитой руде к меньшей стороне рудоспуска 1:4, в рудоспуске зависания руды образуются в редких случаях, а при доведении этого соотношения до 1:7, они вообще не происходят. Следовательно, для определения малой стороны рудоспускного отделения флангового восстающего можно пользоваться формулой  $V_{oc} = (4 \div 7) d_k$ , где  $d_k$  — максимальный размер кусков в отбитой руде, перепускаемой по рудоспускному отделению флангового восстающего.

### 3.4.3 Материальное отделение

Для подъема в блок и выдачи из него забойного оборудования, инструментов и материалов, фланговые восстающие за последнее время снабжают специальными контейнерами, которые по своему устройству и при сохранении соответствующих зазоров между ними и стенками материального отделения обеспечивают свободное перемещение их по восстающему. Эти контейнеры обычно бывают местного изготовления и соответствуют конкретным условиям работы. Поэтому на каждом руднике для них разрабатывают типовые сечения материальных отделений для разных конструкций фланговых восстающих.

Если же по фланговому восстающему осуществляется только подъем крепежного леса и перфораторов без использования для этой цели каких-либо приспособлений, то наименьший размер материального отделения принимается равным  $V_{\cdot} = 3d_{\cdot}$ , где  $d_{\cdot}$  — наибольший диаметр крепежного леса.

## 3.5. РАЗМЕРЫ ВЫСЕЧЕК И ЛАЗОВ

Высечки проходят в междукамерных целиках одновременно с проходкой восстающих. Ширина их зависит от минимальной ширины выработки, обеспечивающей возможность продвижения по ним рабочих; ширины восстающего; мощности рудного тела. По Правилам ТБ минимальная ширина любой горной выработки, по которой передвигаются люди, должна быть не менее 0,6 м. Поэтому, в местах, где мощность рудного тела меньше 0,6 м, ширину высечек во всех случаях необходимо принимать равной 0,6 м. В рудных телах мощностью от 0,6 м до ширины восстающего высечки следует проходить шириной, равной мощности рудного тела, так как при этом обеспечивается минимальное разубоживание. А в рудных телах, мощность которых равна или более ширины восстающего, ширину высечек принимают равной ширине флангового восстающего.

Высота высечек колеблется от 1,6 до 2,0 м, но при этом необходимо, чтобы кромки откосов замагазинированной руды в высечках не доходили до восстающего. При использовании высечек в качестве буровых камер для скважинной отбойки руды размеры их принимают, исходя из условия обеспечения нормальной работы буровых станков. Для бурения скважин малого диаметра (до 75 мм) размеры высечек должны составлять  $2 \times 2 \times 2$  м, среднего диаметра (80—100 мм) —  $2,5 \times 2,5 \times 2,5$  м и большого диаметра (более 100 мм) —  $3 \times 3 \times 3$  м.

Лазы устраивают в восстающих, закрепленных сплошным срубом и не предохраняемых рудными целиками. Ширину лаза во всех случаях принимают равной 0,6—0,7 м, высоту 1,0—1,2 м. По доведении отбойки руды в блоке до уровня очередного лаза, его закрывают досками толщиной 50-60 мм и длиной 2 м, пришиваемыми к поперечным целым элементам сруба со стороны обрабатываемой камеры блока.

### 3.6. РАСЧЕТ КРЕПЛЕНИЯ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ВОССТАЮЩИХ, НЕ ПРЕДОХРАНЯЕМЫХ ЦЕЛИКАМИ

При отсутствии целиков между двумя соседними камерами, давление как обнаженных боковых пород, так и отбитой и замагазинированной в камерах руды, воспринимается непосредственно креплением восстающего. Поэтому оно должно быть достаточно надежным, так как неожиданное его разрушение осложняет очистную выемку и приводит к большому перерасходу средств.

Но иногда наблюдается и обратная картина. Опасаясь указанного выше факта, для крепления восстающего подбирают лес самого максимального диаметра или даже, вместо вполне подходящего распорного крепления, принимают срубное крепление и этим допускают ненужный перерасход леса и труда. Отсюда ясно, насколько важно правильное решение этого вопроса.

Для вывода формулы, позволяющей определить размеры крепи восстающего, исходят из того факта, что во фланговой части блока отбитая замагазинированная руда под действием силы тяжести сдвигается по некоторой плоскости, образующей с горизонтальной плоскостью угол  $\alpha$ .

Общая масса треугольной части

$$Q = \frac{h \cdot x \cdot m \cdot \gamma}{2 \cdot K}$$

или при замене  $x$  значением

$$\frac{h}{\operatorname{tg} \alpha}, \quad Q = \frac{h^2 \cdot m \cdot \gamma}{2 \cdot K \cdot \operatorname{tg} \alpha},$$

где  $h$  — высота восстающего, м;

$m$  — выемочная мощность камеры блока, м;

$\gamma$  — объемная плотность руды  $t/m^3$  в массиве,

$K$  — коэффициент разрыхления руды;

$\alpha$  — угол сдвижения отбитой руды в градусах (табл. 9).

Таблица 9

Выемочная мощность в м	Угол падения рудного тела в град.							
	55	60	65	70	75	80	85	90
0,8	83	82	80	78	76	75	74	73
1,0	80	78	76	74	73	72	71	69
1,2	78	76	74	73	71	70	69	68
1,5	74	73	72	71	69	68	67	66
2,0	70	69	68	67	66	65	64	64
3,0	66	65	63	62	61	60	59	58
4,0	63	61	60	59	58	57	56	55

Эта часть отбитой руды, в результате сотрясения, при выпуске уплотняется, и, действуя как клин, создает горизонтальный распор

$$P = \frac{Q}{\operatorname{tg} \alpha} = \frac{h^2 \cdot m \cdot \gamma}{2 \cdot K \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha}$$

На одну распорку давит масса полосы отбитой руды, вертикальная высота которой равна расстоянию между распорками крепления. Величина горизонтального распора, создаваемая этой полосой, представляет собой разность общего распора, создаваемого весом руды в объеме призмы

$$P = P - P_1 = \frac{h^2 \cdot m \cdot \gamma}{2K \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha} - \frac{h_1^2 \cdot m \cdot \gamma}{2 \cdot K \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha} = \frac{(2ha - a^2) \cdot \gamma \cdot m}{2 \cdot K \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha};$$

Считая эту нагрузку равномерно распределенной по всей длине распорки, можно определить момент сопротивления сечения распорки по формуле

$$W = \frac{0,125 \cdot p \cdot m}{m_n \cdot R_n} \cdot 100\,000 \text{ или}$$

$$W = \frac{12500 \cdot Q \cdot m^2 \cdot \gamma \cdot (2h - a)}{2 \cdot K \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha \cdot m_n \cdot R_n}, \text{ кг}\cdot\text{см}^2,$$

где 100000 — переводной коэффициент;

$m_n$  — коэффициент условий работы (коэффициент запаса);

$R_n$  — расчетное сопротивление древесины изгибу.

Для круглого леса

$$W = \frac{\pi d^3}{32},$$

где  $d$  — диаметр бревна. Поэтому

$$d = \sqrt[3]{\frac{12500 \cdot 32 \cdot a \cdot m^2 \cdot \gamma \cdot (2h - a)}{2\pi \cdot K \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha \cdot R_n \cdot m_n}}, \text{ см.}$$

Принимая во внимание, что  $\pi = 3,14$ , а  $R_n = 130 \text{ кг/см}^2$  (расчетное сопротивление сосны и ели изгибу),  $m_n = 1,2$ . Получаем:

$$d = \sqrt[3]{\frac{410 \cdot m^2 \cdot \gamma \cdot a (2h - a)}{K \cdot \operatorname{tg} \alpha}}, \text{ см.}$$

Данная формула дает правильные результаты при расчете необходимых размеров крепи междукамерных восстающих, в том случае, когда они не предохраняются целиками.

Для иллюстрации пользования ею приведем примеры.

1. Определить необходимый диаметр леса для крепления междумагазинного восстающего при следующих условиях:

- а) выемочная мощность блока  $m = 1,2 \text{ м}$ ;
- б) объемная плотность руды  $\gamma = 3,0 \text{ т/м}^3$ ;
- в) высота штрека от кровли штрека до потолочного целика  $h = 40 \text{ м}$ ;
- г) коэффициент разрыхления руды  $K = 1,5$ ;
- д) принимаемое расстояние между распорками  $a = 1,0 \text{ м}$ ;
- е) угол падения рудного тела  $\beta = 85^\circ$ .

Решение: Из таблицы 9 находим для перечисленных условий угол сдвижения руды  $\alpha$ . Он равен  $69^\circ$ .

Следовательно

$$d = \sqrt[3]{\frac{410 \cdot 1,2^2 \cdot 3 \cdot 1 \cdot (2 \cdot 40 - 1)}{1,5 \cdot \operatorname{tg}^2 69^\circ}} = 22,6 \approx 23 \text{ см.}$$

2. Определить диаметр леса для крепления восстающего венцами при условиях:

- а) выемочная мощность блока  $m = 1,8 \text{ м}$ ;
- б) объемная плотность руды  $\gamma = 2,9 \text{ т/м}^3$ ;
- в) высота магазина  $h = 38 \text{ м}$ ;
- г) коэффициент разрыхления руды  $K = 1,5$ ;
- д) расстояние между венцами  $a = 0,20 \text{ м}$ ;
- е) угол падения рудного тела  $\beta = 80^\circ$ .

Из таблицы  $\alpha = 67^\circ$

$$d = \sqrt[3]{\frac{410 \cdot 1,8 \cdot 0,2 \cdot (2 \cdot 38 - 0,2)}{1,5 \cdot \operatorname{tg}^2 67^\circ}} = 19,2 \text{ см.}$$

3. Определить диаметр леса для крепления восстающего венца при условиях:

- а) выемочная мощность  $m=2,0$  м;
  - б) объемная плотность руды  $\gamma=3,2$  т/м<sup>3</sup>;
  - в) высота восстающего от кровли штрека до потолочного целика  $h=45$  м;
  - г) коэффициент разрыхления руды  $K=1,5$ ;
  - д) расстояние между горизонтальными осями венцов  $a=0,20$  м;
  - е) угол падения рудного тела  $\beta=90^\circ$ .
- Из таблицы 9.  $\alpha=63^\circ$

$$d = \sqrt[3]{\frac{410 \cdot 2^2 \cdot 3,2 \cdot 0,2 \cdot (2 \cdot 45 - 0,2)}{1,5 \cdot \operatorname{tg}^2 63^\circ}} = 25,4 \text{ см.}$$

Так как принятый зазор 0,2 м, приходящийся на один венец, меньше, чем необходимый диаметр бревен, то в данном случае должен быть оставлен целик для предохранения восстающего.

### 3.7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ОДНОСТОРОННЕГО ЦЕЛИКА

Для определения ширины целика наиболее подходящим является формула для расчета бетонных элементов прямоугольного сечения, преобразованная соответствующим образом, то есть

$$M \leq m_{\text{н}} \cdot R_{\text{р}} \cdot \frac{b^2 \cdot a}{3,5},$$

где  $M$  — расчетный изгибающий момент;

$R_{\text{р}}$  — расчетное сопротивление бетона при растяжении;

$a, b$  — высота и ширина сечения.

Так как целик можно рассматривать, как балку, закрепленную в обоих концах, то

$$M = \frac{p \cdot l}{24}.$$

Следовательно:

$$\frac{p \cdot l}{24} = m_{\text{н}} \cdot R_{\text{р}} \cdot \frac{b^2 \cdot a}{3,5},$$

отсюда

$$b = \sqrt{\frac{3,5 \cdot p \cdot l}{24 \cdot m_{\text{н}} \cdot R_{\text{р}} \cdot a}};$$

$$\text{но } p = \frac{(2H - a) \cdot a \cdot \gamma \cdot m_{\text{р}}}{2 \cdot K \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha}$$

и тогда

$$b = \sqrt{\frac{3,5 \cdot (2H - a) \cdot a \cdot \gamma \cdot m_{cp} \cdot l_{ш}}{24 \cdot m_u \cdot R_p \cdot a \cdot 2 \cdot K \cdot \text{tg}^2 \alpha}};$$

где  $m_{cp}$  — средняя мощность рудного тела,

$l_{ш}$  — ширина раздува,

$R_p$  — расчетное сопротивление на растяжение, для горных пород оно равно  $R_p = \frac{R_{сж}}{300} = \frac{R_{сж}}{100} \cdot 3$ , но

$\frac{R_{сж}}{100} = f$  — коэффициент крепости по Протодьяконову. Поэтому

тому

$$b = \sqrt{\frac{3,5 \cdot (2H - a) \cdot a \cdot \gamma \cdot m_{cp} \cdot l_{ш}}{24 \cdot m_u \cdot f \cdot 3 \cdot a \cdot 2 \cdot K \cdot \text{tg}^2 \alpha}} = \\ = \sqrt{\frac{3,2(2H - a) \cdot \gamma \cdot m_{cp} \cdot l_{ш}}{24 \cdot 3 \cdot 2 \cdot 1,2 \cdot f \cdot K \cdot \text{tg}^2 \alpha}} = \sqrt{\frac{0,02(2H - a) \cdot \gamma \cdot m_{cp} \cdot l_{ш}}{f \cdot K \cdot \text{tg}^2 \alpha}},$$

м или

$$h = \sqrt{\frac{0,02(2H - a) \cdot \gamma \cdot m_{cp} \cdot l_{ш}}{f \cdot K \cdot \text{tg}^2 \alpha}} \cdot R_3 \text{ м.}$$

где  $m_u = 1,2$  — коэффициент условий работы.

### 3.8. НЕДОСТАТКИ СРУБОВОЙ И РАСПОРНОЙ КРЕПЕЙ ВОССТАЮЩИХ И ВОЗМОЖНЫЕ ПУТИ ИХ УСТРАНЕНИЯ

При срубовом креплении элементы венцов укладываются со всех сторон. При этом, те из них, которые находятся со стороны боковых стен, никакого давления не воспринимают, и оказываются поэтому лишними. Так как мощность жилы по высоте этажа никогда не бывает строго постоянной, то во избежание оставления небольших рудных краек приходится следовать за жилой. Но тогда часть восстающего оказывается обнаженной (свободной) со всех сторон. Поэтому способность его противостоять давлению отбитой руды снижается и в этих местах происходит смещение восстающего в сторону. При уменьшении же мощности, наоборот, приходится прихватывать лишнюю породу до стандартных размеров восстающего. Если для ликвидации этих недостатков сруб заготавливать нестандартных размеров на поверхности, а производить эту работу непосредственно в забое, то это приведет к значительному снижению производительности забойных рабочих.

При распорном креплении наблюдается обратная картина. Восстающий, в основном, следует за жилой, но заготовка распорок производится в забое, в стесненных и неудобных условиях. Кроме того, расстояние между распорками в ряду, как правило, всегда принимается одинаковым. Поэтому увеличение мощности жилы приводит к соответствующему удлинению распорки и к возрастанию на него давления отбитой руды, ввиду чего ее прочность снижается.

На практике имело место применение крепления восстающего следующей конструкции. По боковым стенкам друг против друга анкерными болтами 1, забиваемыми в шуры, крепят короткие брусья 2 (рис. 3.5) и около них с наружной стороны укладывают распорки 3. Если при этом распорки делать длинной, превышающей выемочную мощность, то они будут располагаться под некоторым углом к линии, перпендикулярно проведенной к боковым стенкам. Такое крепление выгодно тем, что позволяет применять для распорок бревна стандартных размеров и это исключает затраты труда на их заготовку в забое. Вместо выдалбливания лунок, здесь приходится бурить шуры и устанавливать вертикальные брусья, но общие затраты все же получаются ниже. Притом, при колебаниях мощности жилы происходит автоматическое уменьшение или увеличение количества распорок и расстояния между ними. Поэтому не возникает опасности в несоответствии их горному давлению.

Однако данный способ имеет свои оптимальные границы применения. Максимальная мощность рудного тела должна быть такой, чтобы распорки при сплошной их укладке свободно выдерживали давление отбитой замагазинированной руды. Из этого расчета и должна быть определена стандартная длина распорок.

### 3.9. РАЗЛИЧНЫЕ КОМБИНАЦИИ КРЕПЛЕНИЯ ВОССТАЮЩИХ ПО ВЫСОТЕ ЭТАЖА

Давление отбитой замагазинированной руды уменьшается по высоте этажа. Поэтому, чем выше бывают расположены элементы крепления от основания блока, тем меньше давление они испытывают. Отсюда в целях экономии лесоматериалов целесообразно крепление восстающих производить лесом разной толщины. Для этого удобнее всего восстающий по высоте этажа условно разделять на отдельные секции высотой каждая по 10 м. На пунктах заготовки элементов крепи производить сортировку леса по толщине и отдельно подавать их к забоям. В настоящее время на рудниках такую сортировку не производят и поэтому очень часто среди толстых элементов крепи попадают тонкие. Они то и ломаются, если оказываются расположенными внизу, где давление магазинируемой руды высокое. При переменной мощности рудного

тела, что в жильных месторождениях встречается очень часто, выгодным также оказывается применение различных способов крепления восстающих, то есть в мощных частях устанавливать сплошное рубовое крепление, а в пережимах — распорное.

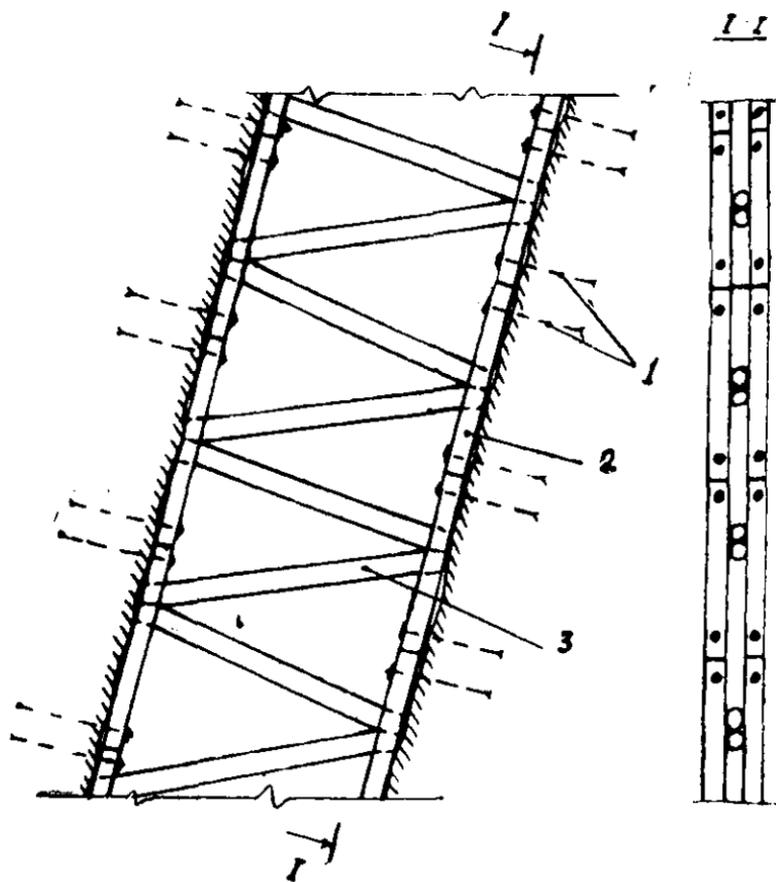


Рис. 3.5. Крепление флангового восстающего распорками стандартной длины: 1—анкерные болты; 2—вертикальные брусья; 3—распорки.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Система с магазинированием руды имеет большие перспективы. «Обзор подземной разработки месторождений полезных ископаемых в мире по материалам горных журналов за 1978 год показал, что ряд специалистов указывает на необходимость вести

большие исследования в области будущей технологии подземной разработки месторождений полезных ископаемых, реализуемой после 2000 года. В условиях быстрого увеличения капитальных и эксплуатационных затрат в связи с возрастанием глубины разработки предпочтение отдается системам разработки с низкой себестоимостью добычи. Так, например, если затраты на добычу 1 т руды для медной промышленности США при открытом способе принять за 1, то в случае отработки месторождений системой блокового обрушения они увеличиваются в 1,6 раза, с магазинированием и камерно-столбовой — в 3,5 раза, системой с поэтажной выемкой — в 4 раза и горизонтальными слоями с закладкой — в 6 раз» [7]. Системы этажного обрушения и камерно-столбовая на маломощных крутопадающих месторождениях никогда не применялись и не могут применяться и в будущем. Следовательно, по общему мнению как советских, так и зарубежных специалистов, одним из эффективных способов подземной разработки жильных месторождений и после 2000 года будет являться система с магазинированием руды. Отсюда ясно, что исследования, проводимые в направлении усовершенствования этой системы разработки с целью приспособления ее к современным горнотехническим условиям жильных месторождений, а также повышения ее эффективности, имеют актуальное значение для горной промышленности СССР.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и нерудных месторождений.—М.: Недра, 1983.
2. ГОСТ 2.850-75-ГОСТ 2.857-75. Горная графическая документация, 1983.
3. Иофин С. Л., Лисовский Г. Д. Разработка свинцово-цинковых месторождений в капиталистических и развивающихся странах.—М.: Недра, 1972.
4. Кабисов Х. Г. Комбинированная система с магазинированием руды и слоевого обрушения.—В кн.: Подземная разработка жильных месторождений, вып. 3, 1983.
5. Кабисов Х. Г. Уточнение основных особенностей и классификации системы с магазинированием руды.—Орджоникидзе, 1983.—49 с. — Рукопись представлена Сев.-Осет. ун-том, Сев.-Кавк. горно-металлург. ин-том. Деп. в ЦНИИЭИ-цветмет 1 ноябр. 1983, № 1082—83.
6. Назарчик А. Ф., Олейников И. А., Богданов Г. И. Разработка жильных месторождений.—М.: Недра, 1977.
7. Разработка рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Общие вопросы разработки. Вскрытие месторождений/Под ред. В. Л. Невского—В кн.: Реферативный журнал Горное дело, М., 1980, т. сводный № 2, с. 67.
8. Именитов В. Р. и др. Обобщение и систематизация практических данных по системам подземной разработки рудных месторождений.—М.: МГИ, 1978.
9. Панин И. М., Ковалев И. А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений.—М.: Недра, 1984.
10. Справочник по горному делу/Под общ. ред. Гребенюка В. А. и др.—М.: Недра, 1983.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение . . . . .		3
Глава 1. Общие особенности системы с магазинированием руды . . . . .		6
1.1. Описание системы разработки, терминология . . . . .		6
1.2. Функции магазинируемой руды . . . . .		9
1.3. Геометрические формы блоков . . . . .		12
1.4. Параметры блоков . . . . .		17
1.4.1. Высота . . . . .		17
1.4.2. Длина . . . . .		22
1.5. Определение условий рентабельного применения системы с магазинированием руды . . . . .		27
Глава 2. Конструирование выработок выпуска руды из магазинов . . . . .		28
2.1. Выработки горизонта скреперования . . . . .		28
2.1.1. Камеры для скреперных лебедок . . . . .		28
2.1.2. Рудоспуски . . . . .		32
2.1.3. Штреки скреперования . . . . .		35
2.1.4. Выработки и устройства для выпуска руды на штрек скреперования . . . . .		38
2.2. Люковые устройства . . . . .		45
2.3. Камеры дробления и грохочения . . . . .		49
2.4. Расчет крепления выработок выпуска руды . . . . .		52
2.5. Погрузочные выработки . . . . .		58
Глава 3. Схемы подготовки флангов блоков . . . . .		64
3.1. Типы флангов . . . . .		64
3.2. Выработки, проходимые на флангах блоков . . . . .		64
3.3. Количество отделений в фланговых восстающих . . . . .		67
3.4. Размеры отделений восстающих . . . . .		70
3.4.1. Ходовое отделение . . . . .		70
3.4.2. Рудоспускное отделение . . . . .		72
3.4.3. Материальное отделение . . . . .		73
3.5. Размеры высечек и лазов . . . . .		73
3.6. Расчет крепления междукамерных восстающих, не сохраняемых целиками . . . . .		74
3.7. Определение размеров одностороннего целика . . . . .		77
3.8. Недостатки срубовой и распорной крепей восстающих и возможные пути их устранения . . . . .		78
3.9. Различные комбинации крепления восстающих по высоте этажа . . . . .		79
Заключение . . . . .		80
Литература . . . . .		82

**Хазби Гитеевич КАБИСОВ**

**СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ  
НА ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ**

Ответственный редактор  
кандидат технических наук **А. П. Хадзарагов**

Редактор **Т. И. Бычкова**.  
Корректор **Г. П. Зангиева**  
Технический редактор **Р. Ю. Кудзиева**.

Св. темплан 1986. поз. 1043. Сдано в набор 20.10.86. Подписано к печати 19.12.86. ЕИ 02404. Формат бумаги 60x84<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бум. тип. № 1. Гарнитура шрифта литературная. Печать высокая. Усл. п. л. 5,0. Учетно-изд. л. 5,0. Тираж 500 экз. Заказ № 391. Цена 20 к. Северо-Осетинский Государственный университет им. К. Л. Хетагурова, 362025, г. Орджоникидзе, ул. Ватутина, 46. Республиканская книжная типография Государственного комитета СОАССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли, 362011, г. Орджоникидзе, ул. Тельмана, 16.