

**Министерство образования и науки Украины
Национальный горный университет**

Е.А. Коровяка



**ОБОСНОВАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ
ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ ТОНКОЖИЛЬНЫХ
ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УКРАИНЫ**

Монография

Днепропетровск

2008

УДК 622.032.2:622.611
ББК 33.21
К66

*Рекомендовано до друку Вченою радою Національного гірничого університету
(протокол № 3 від 25 березня 2008 р.)*

Рецензенти

О.В. Колоколов, д-р техн. наук, професор кафедри підземної розробки родовищ Національного гірничого університету

Ю.П. Капленко, д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри підземної розробки родовищ корисних копалин Криворізького технічного університету

В.Г. Перепелиця, д-р техн. наук, завідувач відділу Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України

Коровяка Є.А.

К66 Обґрунтування напрямів удосконалення технології розробки тонкожильних золоторудних родовищ України: Монографія. – Д., Нац. гірнич. ун-т, 2008. – 139 с.

ISBN 978-966-350-096-6

Монографія присвячена питанням обґрунтування параметрів технології підземної розробки тонкожильних крутопадаючих золоторудних родовищ в умовах Українського кристалічного щита. Запропоновано ресурсозберігаючі технологічні схеми розробки тонкожильних родовищ, що базуються на закономірностях формування привибійного простору та закладного масиву в очисних блоках при дрібношпуровому відбої руди, які забезпечують використання малогабаритного навантажувально-доставного устаткування.

Для студентів, науково-педагогічних і науково-технічних співробітників вищих навчальних закладів, науково-дослідних інститутів і проектних організацій, а також інженерно-технічних працівників гірничорудних підприємств.

Монография посвящена вопросам обоснования параметров технологии подземной разработки тонкожильных крутопадающих золоторудных месторождений в условиях Украинского кристаллического щита. Предложены ресурсосберегающие технологические схемы разработки тонкожильных месторождений, базирующиеся на закономерностях формирования призабойного пространства и закладочного массива в очистных блоках при мелкошпуровой отбойке руды, обеспечивающие использование малогабаритного погрузочно-доставочного оборудования.

Для студентов, научно-педагогических и научно-технических сотрудников высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и проектных организаций, а также инженерно-технических работников горнорудных предприятий.

ISBN 978-966-350-096-6

УДК 622.032.2:622.611
ББК 33.21

© Коровяка Є.А., 2008

© Національний гірничий університет, 2008

ВВЕДЕНИЕ

Стабилизацию экономической политики и укрепление суверенитета Украины связывают с успешным развитием золотодобывающей отрасли. Обусловлено это тем, что золото является не только источником валюты, но и самым стабильным, сертифицированным продуктом на мировом рынке.

Именно поэтому в настоящее время на территории Украины ведется промышленная оценка 14 месторождений золота, которые представлены в основном тонкими крутопадающими жилами, залегающими в коренных породах Украинского кристаллического щита. Наиболее перспективными следует считать месторождения – Сергеевское и Широкая балка (Днепропетровская обл.), а также Юрьевское и Клинецкое (Кировоградская обл.), где по прогнозной оценке геологов сосредоточено до 54% промышленных запасов золота Украины. Месторождения компактно сосредоточены в крупнейшем Приднепровском горнопромышленном регионе.

Целесообразность первоочередной разработки золоторудных месторождений в данном регионе очевидна и определяется, прежде всего, достаточно развитой его горнодобывающей и перерабатывающей промышленностью в смежных отраслях, соответствующей инфраструктурой, а также наличием высших учебных заведений и научно-исследовательских институтов горного профиля.

Следует отметить, что традиционно применяемая технология извлечения полезных компонентов из руд цветных, редких и благородных металлов предусматривает процессы, связанные с обогащением добытой горной массы и размещением ее отходов на поверхности.

В условиях месторождений Украинского кристаллического щита это может привести к изъятию из оборота в сельском хозяйстве самых ценных на Украине пахотных земель.

В этой связи перед золотодобывающей отраслью остро ставится вопрос, как рационально вести разработку, обогащение и извлечение золота в условиях уникального, в промышленном и сельскохозяйственном отношении, региона.

Сосредоточенность перспективных месторождений золота в густонаселенных областях Украины и экологическая опасность существующих процессов его извлечения требуют экстренной разработки и согласования комплекса ресурсосберегающих и природоохранных мероприятий, а также обоснования и опытной отработки элементов технологии подземной добычи руды, ее дробления и обогащения, цианирования концентратов, осаждения и рафинирования золота.

Более чем 20-летний опыт научно-практического участия Национального горного университета в совершенствовании процессов подземных горных работ на золотодобывающих предприятиях стран СНГ подтверждает, что применяемая технология получения драгоценных металлов – самое узкое звено в горнорудной промышленности, по трудоемкости она значительно превосходит способы разработки угольных и железорудных месторождений.

Традиционно применяемые в отрасли системы разработки с магазинированием руды, распорной крепью и закладкой выработанного пространства осно-

ваны на мелкошпуровой отбойке запасов горизонтальными слоями по восстанию. Практически доказано, что применяемая технология выемки жил исключает возможность механизации трудоемких процессов на очистных работах, приводит к значительному разубоживанию и невозвратимым потерям руды в недрах (до 20%).

Создавшаяся ситуация требует поиска ресурсосберегающих технологических схем выемки рудных тел, основанных на применении высокоэффективной горной техники. Особую актуальность данная проблема приобретает при формировании золотодобывающей отрасли Украины, когда при разработке технологической части проектов освоения золоторудных месторождений необходимо ориентироваться на прогрессивные технологии, обеспечивающие минимальные потери и затраты на добычу и переработку руды, а также минимальное засорение высокоплодородных почв отходами обогащения.

Полное отсутствие научно-практического опыта разработки тонкожилых крутопадающих месторождений на Украине обусловило необходимость выполнения настоящего исследования и его цель.

Автор считает своим долгом выразить благодарность научному руководителю, доктору технических наук, профессору Ширину Леониду Никифоровичу (НГУ) за помощь и ценные советы при написании монографии.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Краткая характеристика условий формирования золоторудных месторождений

Месторождения руд цветных, редких и благородных металлов (меди, олова, вольфрама, молибдена, серебра, золота, платины и других) могут быть первичными и вторичными. Золото первичных месторождений находится в трещинах коренных горных пород в виде включений или тонких, иногда невидимых вкраплений (рис. 1.1).

Анализ опыта разработки золоторудных месторождений Забайкалья, Восточной Сибири и Урала показывает, что руды с «видимым» содержанием золота довольно часто бывают беднее руд, в которых золото можно обнаружить только под микроскопом [1, 2]. В этой связи при оценке месторождений наличие «видимого» золота не является показателем, свидетельствующим, что месторождение богатое.

Первичные (коренные) месторождения произошли главным образом в результате кристаллизации металла из горячих водных растворов (гидротермальных растворов) при застывании магмы и поэтому наиболее характерны для всех основных цветных металлов, они приурочены к трещинам и жилам горных пород и носят название жильных.

Особенность жильных месторождений – непостоянство их залегания и содержания полезного компонента, поэтому промышленная оценка их значительно труднее, чем пластовых.

Основные гидротермальные месторождения золота имеют мезотермальное происхождение (температура кристаллизации 150-300°C), однако в последнее время геологов стали интересовать и эпитермальные (< 150°C), в которых золото чаще всего соседствует с серебром. Серебра в них в десятки, а иногда и в сотни раз больше, чем золота. Кроме гидротермальных месторождений, существуют еще так называемые контактовые и магматические, однако они пока не имеют большого промышленного значения.

Следует отметить, что золото всегда связано либо с кварцем (кварцевые жилы), либо с сульфидами, типичным представителем которых является пирит (железный колчедан). Не вступая в химические соединения с другими веществами, природное золото, как уже отмечалось выше, никогда не бывает в чистом виде. Поэтому во всех промышленно развитых странах широко практикуется попутная добыча золота из свинцово-цинковых и медных руд. В США в последние годы таким путем добывается более 26% золота. Такая же картина наблюдается во многих странах, где производится разработка месторождений цветных металлов, что в полной мере соответствует принятому сейчас в мировой практике направлению по комплексному использованию природного сырья [3, 4]. Несмотря на значительно меньшее содержание золота в рудах цветных металлов, издержки производства на его попутную добычу всегда ниже.

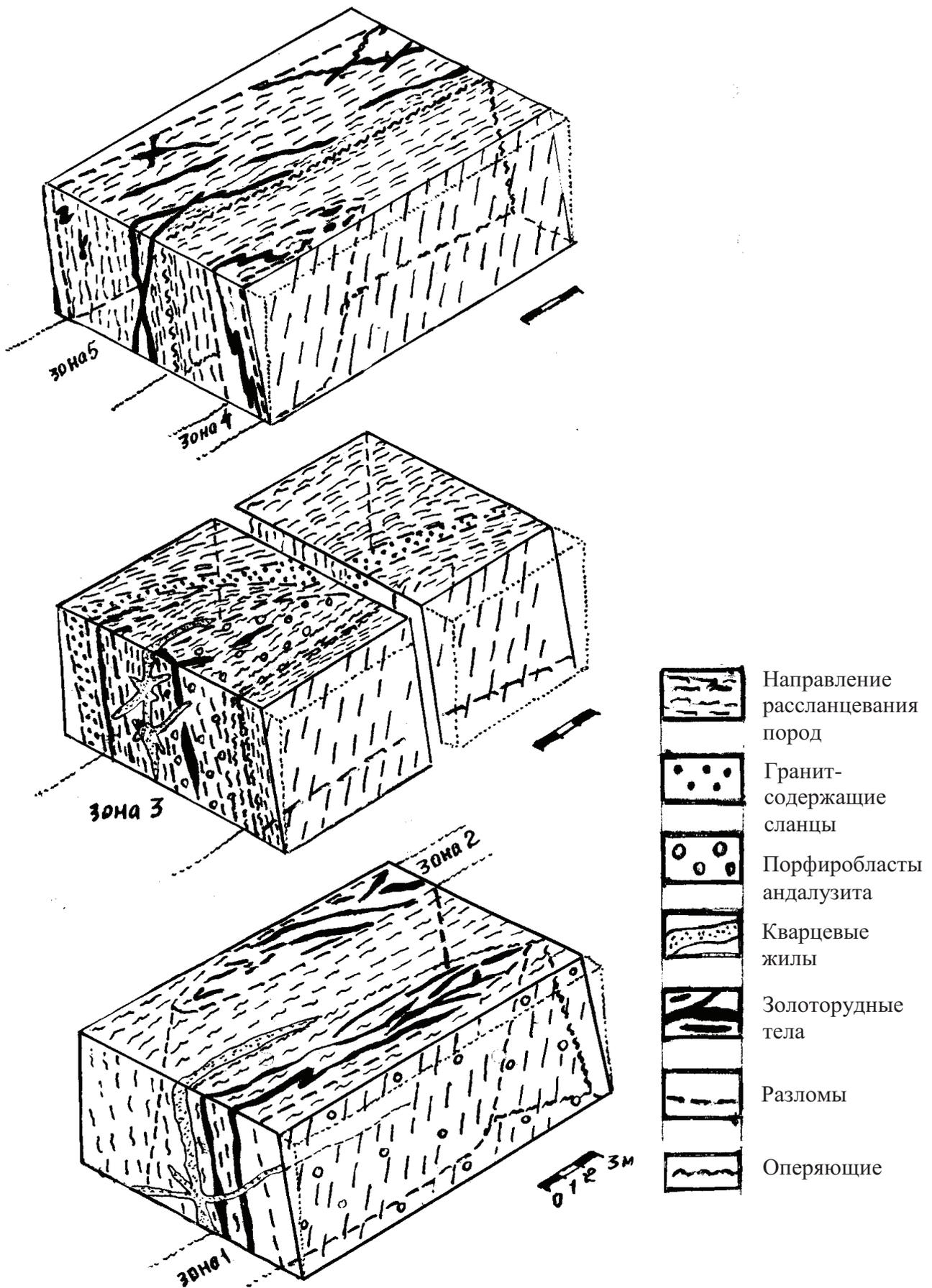


Рис. 1.1. Характерные примеры формы рудных тел тонкожилых месторождений золота

На основании вышеизложенных сведений о принципах распространения золота в природе и формировании месторождений ниже, в доступных для подобных документов границах, дана оценка условий разработки золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита.

В условиях постоянно увеличивающихся объемов выполнения систематических геолого-поисковых и разведочных работ есть все основания для прогнозирования значительного увеличения ресурсов и разведанных запасов золота на Украине. То есть имеются реальные условия для формирования на Украине стабильной сырьевой базы золотодобывающей отрасли, которая в недалеком будущем сможет полностью удовлетворить внутренние производственные потребности страны и обеспечить создание ее валютных резервов.

Месторождения золота сосредоточены в пяти районах Украины: Среднее Приднепровье; Донбасс – Нагольный Кряж; Кировоградский блок; Побужье – север Одесской области; Закарпатье. Месторождения имеют различный формационный тип и промышленную значимость.

По результатам поисково-разведочных работ большинство выявленных месторождений золота Украинского кристаллического щита относятся к жильному типу. Однако ведомственный подход к решению проблемы добычи золота и отсутствие на Украине практического опыта разработки рудных залежей жильного типа не позволяют, при применяемых методах разведки, полностью учесть многообразие условий формирования золоторудных месторождений, руды которых характеризуются специфическими особенностями образования, отличающимися от руд редких и цветных металлов.

Поэтому на всех этапах выполнения проектных работ сказывается дефицит научно обоснованных принципов разработки золоторудных месторождений. Отсутствуют также какие-либо результаты геомеханической оценки условий разработки золотосодержащих рудных тел.

Следует отметить, что несмотря на обширную географию расположения золоторудных месторождений, горно-геологические условия залегания их во многом идентичны и отражают специфику жильных месторождений. Это особенно характерно для месторождений Восточной Сибири и Забайкалья, которые разрабатываются в сравнительно равнозначных горно-геологических условиях.

Промышленная оценка золоторудных месторождений выполняется на основании сведений о принципах распространения золота в природе и формировании его залежей. Практика разработки крутопадающих залежей подтверждает, что в настоящее время наибольшее промышленное значение имеют генетические типы месторождений золота, представленные метаморфизованными конгломератами и гидротермальными образованиями.

Гидротермальные месторождения золота являются наиболее распространенными. К ним относится большинство коренных месторождений жильного типа США, Канады, Австралии, а также практически все подземные месторождения стран СНГ, включая разведанные месторождения Украины.

Руды гидротермальных месторождений по вещественному составу весьма разнообразны и сложны, что в значительной мере определяет технологию их отработки, объем подготовительных операций и методы извлечения золота.

Первая особенность состоит в своеобразии формы рудных тел месторождений жильного типа, которые представлены сильно разветвленной сетью большого количества жил, апофизов и мелких прожилков, изменяющихся по мощности от нескольких сантиметров до четырех-шести метров, а также пережимами, часто переходящими в безрудный проводник – шов.

Вторую отличительную особенность определяет изменчивость элементов залегания рудных тел, которая проявляется в незакономерном изменении азимута простирания и угла падения жил. Степень изменчивости элементов залегания рудных тел на различных месторождениях неодинакова. Для месторождений, сформировавшихся в трещинах скалывания, характерны более выдержанные формы и элементы залегания рудных тел. При этом степень выдержанности тем более высокая, чем на большей глубине происходило формирование месторождения. На месторождениях, сформировавшихся в трещинах разрыва, рудные тела имеют более сложную морфологию и более сложное пространственное расположение, характеризующееся большим количеством жил, малой их протяженностью, сближенным расположением и взаимным пересечением.

Третья основная особенность эксплуатируемых жильных месторождений заключается в стохастически изменяющемся содержании в них полезного компонента. На большинстве месторождений полезный компонент неравномерно распределен по площади рудных тел. В отдельных случаях наблюдается столбообразное его распределение или имеет место другая форма обогащенных участков. Общим для большинства жильных месторождений является уменьшение содержания полезного компонента в рудных телах с глубиной.

Четвертая особенность месторождений жильного типа состоит в наличии на этих месторождениях большого количества тектонических нарушений в виде сдвигов, сбросов, смятий, амплитуда которых изменяется от нескольких сантиметров до нескольких метров.

Малая мощность рудных тел ($m = 0,2 \dots 1,2$ м), тектоническая их нарушенность, изменчивость формы и элементов залегания, сближенное расположение жил и большая глубина их распространения существенно осложняют разведку таких месторождений и предъявляют особые требования к технологии очистных работ.

1.2. Особенности технологии разработки тонкожильных крутопадающих месторождений

На основании результатов выполненного анализа литературных источников, опыта работы золоторудных предприятий и проведенного патентного поиска [5] была установлена, в целом по отрасли, роль отдельных систем разработки в добыче руды подземным способом (рис. 1.2).

Традиционно применяемые в отрасли системы разработки с магазинированием руды, распорной крепью и закладкой выработанного пространства основаны на мелкошпуровой отбойке запасов горизонтальными слоями по восстанью. Практически доказано, что применяемая технология выемки жил исключает возможность механизации трудоемких процессов на очистных работах,

приводит к значительному разубоживанию и невозвратимым потерям руды в недрах (до 20%). Более того, наиболее распространенная система с магазинированием руды требует постоянной подготовки для каждого нового слоя одноразовых искусственных рабочих площадок, незащищенных со стороны очистного пространства и разрушаемых в процессе взрывной отбойки руды. В общей трудоемкости очистной выемки доля ручных, непроизводительных и потенциально опасных работ достигает 70%.

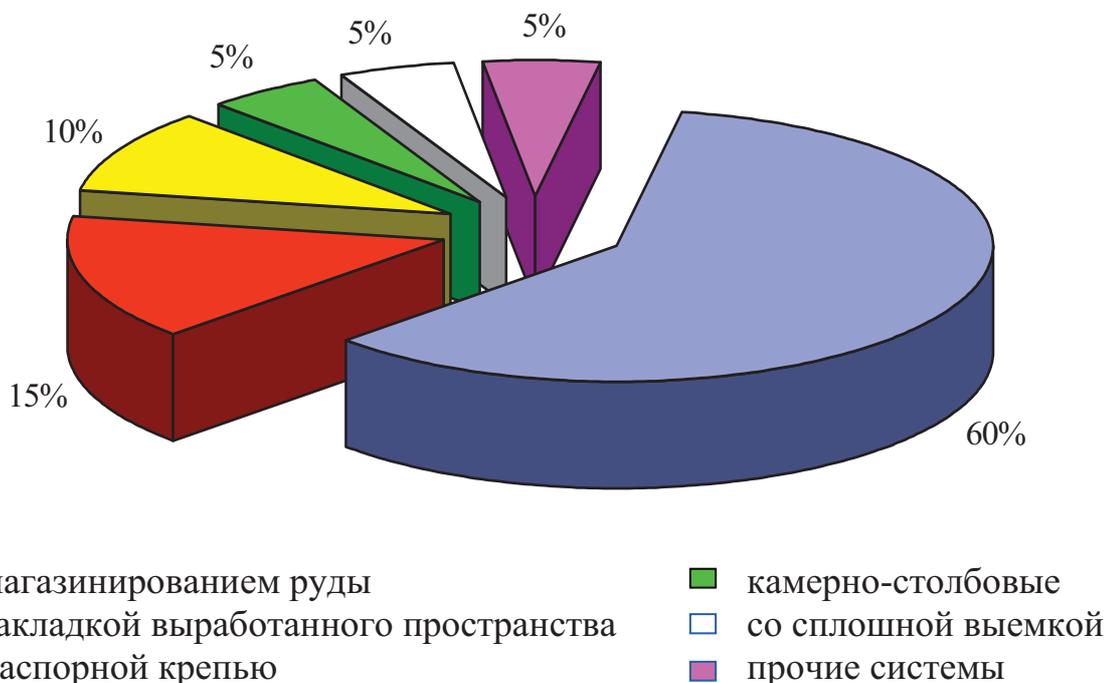


Рис. 1.2. Удельный вес систем разработки, традиционно применяемых на тонкожилых золоторудных месторождениях

По мнению зарубежных специалистов при выемке руды горизонтальными слоями по восстанию наиболее перспективной следует считать систему с закладкой выработанного пространства.

Применяющиеся на зарубежных золотодобывающих предприятиях технологические схемы выемки руды с закладкой весьма разнообразны. В условиях острой конкурентной борьбы, неустойчивости рынков сбыта и из-за постоянного роста цен на многие металлы иностранные горнодобывающие фирмы вынуждены изыскивать способы уменьшения затрат для каждого конкретного месторождения, чтобы получать прибыль от своей деятельности и оставаться в ряду действующих.

Испытанными средствами повышения производительности труда и уменьшения расходов на добычу руды является совершенствование техники и технологии закладочных работ, механизация и автоматизация производственных процессов, улучшение организации труда и управления, а также реконструкция рудника. Ниже рассмотрены особенности технологии добычи золота с закладкой выработанного пространства на некоторых действующих зарубежных предприятиях.

Рудник «Star Morning» (США) производительностью 250 тыс. т руды разрабатывает месторождение, состоящее из двадцати крутопадающих рудных тел различной мощности (в основном жил), которые вскрыты главной штольной и пятью слепыми стволами. Технология добычи руды на руднике основана на применении различных вариантов системы разработки горизонтальными слоями с закладкой, в качестве которой используют хвосты обогатительной фабрики. Отбойка руды осуществляется шпурами глубиной до 2,1 м и диаметром 0,034-0,041 м. На доставке используют скреперные установки, которые скреперуют руду в рудоспуски.

Рудник «Sanchain» (США) производительностью более 200 тыс. т руды в год разрабатывает несколько тонких жил, залегающих под углом 45-90°. Жилы мощностью 0,6-1,5 м разведаны ниже отметки 1800 м. На руднике применяют систему разработки горизонтальными слоями с закладкой (основная), а также с индивидуальным креплением и закладкой выработанного пространства. Из-за резких колебаний содержания полезных компонентов в работе находятся одновременно более 30 блоков, расположенных на 10 горизонтах, из которых самый глубокий имеет отметку 1770 м. Отбойку руды осуществляют шпурами диаметром 0,035-0,041 м, бурение – ручными бурильными машинами на пневмоколонках. Доставку производят скреперными установками с мощностью привода 19-22 кВт. Закладку выработанного пространства осуществляют песком, поверхность которого для уменьшения разубоживания руды при выемке последующего слоя и скреперования цементируют на глубину 0,25 м [6].

Рудник «Соп» (Канада) производительностью около 1 млн. т/год отрабатывает золоторудное месторождение, состоящее из кварцевых жил со средним углом падения 60°. На руднике применяют главным образом систему разработки горизонтальными слоями с закладкой. Бурение восходящих шпуров осуществляют самоходными бурильными установками «Лонг Том». Для доставки используют погрузочно-транспортную машину (ПТМ) типа ST-2В фирмы «Wagner» [7]. Этими машинами руду доставляют в рудоспуски, откуда ее перепускают для погрузки в вагоны и транспортировки к стволу по концентрационным горизонтам.

Рудник «Deelkgaal» (ЮАР) производительностью около 2,5 млн. т/год золотосодержащей руды отрабатывает серию жильных тел. Выемочная мощность жил не превышает 1,3 м. Долгое время основными системами разработки были системы с открытым очистным пространством: камерно-столбовая и сплошная с оставлением нерегулярно расположенных целиков. Однако на больших глубинах при этих системах стало резко расти горное давление, поэтому после длительных исследований стали применять сплошную систему разработки с выемкой длинными забоями – лавами, закрепляемыми комбинированной костровой крепью с последующей частичной или полной закладкой пустыми породами от проходки капитальных и других выработок. Применение такой системы позволило снизить общее количество горных ударов, улучшить проветривание добычных забоев. Бурение шпуров производят ручными перфораторами с пневмоподдержкой. Доставку отбитой руды осуществляют скреперными ус-

тановками с мощностью привода 37 кВт. Самоходную технику пока еще применяют в незначительном объеме.

Рудник «Western Deep Levels» (ЮАР) считается одним из наиболее глубоких рудников мира и ведет разработку золотосодержащих руд на глубине 3,8 км от поверхности. На глубине 3400 м применяют систему разработки со сплошной выемкой забоем-лавой с закладкой выработанного пространства, причем выемка ведется в восходящем порядке. Для снижения высоких температур на руднике установлены 29 холодильных агрегатов общей мощностью 76 тыс. кВт. Основным хладоносителем служит вода (72% отводимого тепла). Воздух, подаваемый в рабочий блок, охлаждают передвижными теплообменниками, которые устанавливают в специальной обводной вентиляционной выработке, проводимой на горизонте подсечки через каждые 60 м.

На канадском руднике «Brailon Pioneer» разрабатывают месторождение, представленное золотосодержащими жилами мощностью 1,5-1,8 м со средним содержанием золота 13 г/т. Работы ведут на глубине около 1500 м, поэтому в связи с высоким горным давлением были вынуждены применить систему разработки горизонтальными слоями с закладкой. Длина блока колеблется в пределах 30-90 м. Отбойку ведут шпурами малого диаметра.

На руднике «Thompson» (Канада) отбойка рудных тел ведется вертикальными параллельными скважинами, заряжаемыми не по всей длине, а сферическими зарядами. При этом отбойка ведется секционно на нижнюю подсечку в отступающем порядке. Такой способ отбойки назван вертикальным шаровым отступающим [8]. Рудные блоки длиной по простиранию до 100 м разделены на камеры и целики шириной 10-15 м, ориентированные вкрест простирания и имеющие длину, равную мощности рудного тела. По всей площади камеры делают подсечку, кровлю которой закрепляют анкерами. Отбойку ведут с замедлением, горизонтальными слоями толщиной 4,3 м на нижнюю подсечку или на компенсационное пространство, образованное за счет частичного выпуска руды. На выпуске и доставке руды используются погрузочно-транспортные машины. После отработки камеры ее заполняют твердеющей закладкой. По окончании набора закладкой прочности в том же порядке отрабатывают целики [9].

Золотодобывающий рудник «Bousquet» №1 (Канада) был введен в эксплуатацию в 1981 г. Производительность его достигла около 1500 т руды в сутки. Разрабатываемое месторождение представлено шестью рудными зонами с углом падения около 85°. Первоначально отработку рудных тел вели системой с поэтажной выемкой с закладкой. В камере выемочный слой отбивался восходящими скважинами, отбитая руда убиралась погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) с ковшами вместимостью 3,0 и 4,0 м³. Закладочная порода поступала из карьера. Однако при данной системе разработки вследствие значительного обнажения вмещающих пород наблюдалось повышенное разубоживание руды и низкий коэффициент ее извлечения [10].

Анализ состояния технологии разработки крутопадающих золоторудных месторождений не будет полным без рассмотрения современного проходческого оборудования, применяемого на зарубежных шахтах для проведения восстанавливающих. Обусловлено это тем, что в преобладающем большинстве технологи-

ческих схем восстающие являются неотъемлемой частью очистных работ и ускорение их проведения положительно сказывается на темпах отработки рудных тел.

Проходка восстающих на зарубежных подземных рудниках ведется буровзрывным способом и с использованием буровых установок.

Самым распространенным методом при буровзрывной проходке восстающих является метод «Алимак», разработанный фирмой «Linden-Alimak» (Швеция). Проходческие полки этой фирмы используются для проведения вертикальных и наклонных выработок различного диаметра и протяженности. В основе метода лежит использование зубчато-реечного привода и монорельса с зубчатой рейкой (направляющего рельса), который крепится к стенке выработки. Направляющий рельс наращивается по мере продвижения полка, на котором расположено буровое оборудование. Полк крепится к направляющему рельсу. Направление проходки может изменяться в процессе работы полка, благодаря использованию криволинейных секций рельса, который крепится к висячему боку горной выработки и наращивается по мере продвижения полка. Выработки проходятся сплошным забоем на полное сечение [11].

Проходческие полки используются для проходки восстающих в рудном теле при системе разработки поэтажными штреками. Применение полков позволяет увеличить высоту этажей до 100-150 м.

На индийских подземных рудниках применяется метод проходки восстающих (длиной до 60 м и сечением 4-14 м²) глубокими скважинами. Хорошие результаты достигнуты на руднике «Кетри» (Индия), где пройдены восстающие длиной до 25 м и площадью сечения 4-9 м². Метод включает бурение параллельных скважин с верхнего горизонта на нижний и взрывание секциями снизу вверх. Первая секция отбивается на глубину 1,5-2,5 м, последующие имеют глубину 2,5-3 м за исключением последней, глубиной 5 м [12].

За рубежом применяют два способа проходки вентиляционных выработок бурением: с предварительным бурением передовой скважины диаметром 200-350 м на всю длину выработки с последующим ее расширением и бурение сразу на полное сечение. Наибольшее распространение получил первый из них. Это вызвано тем, что результатом применения буровых установок при проходке восстающих является повышение производительности на 250-400%, увеличение скорости проходки на 50-300%, уменьшение крепежных работ на 20-100%, улучшение условий труда и безопасности работ [13].

Наиболее известными фирмами-изготовителями бурового оборудования для проходки восстающих являются: «Robbins», «Ingersoll-Rand» (США), «Atlas Copco larva» (Швеция), «Wirth» (Германия), «Кокен» (Япония).

Фирма «Robbins» выпускает широкую номенклатуру установок для бурения вертикальных выработок, которые применяются на многих рудниках Канады, США, Австралии. Наиболее распространенными моделями установок, с помощью которых бурят глубокие восстающие диаметром 1,5-2,4 м в крепких породах, являются 61R, 62R, 82R, а также установки серии RM.

Однако чаще всего буровые установки фирмы «Robbins» используют для проходки коротких восстающих. Так, на руднике «Вест Дрифонтейн» (ЮАР) с

помощью такой установки пробурили несколько восстающих диаметром 1,5 м и протяженностью 30-40 м в породах с пределом прочности на сжатие 200-250 МПа. Средняя скорость бурения составила 1 м/ч.

Фирма «Ingersoll-Rand» выпускает для бурения восстающих установки марки RBM, оснащенные электроприводами постоянного тока. По сравнению с другими установками они имеют повышенную надежность при работе в условиях высоких (40°C и более) температур и повышенной влажности. Поэтому иногда им отдают предпочтение при разработке руд на больших глубинах. Кроме того, фирма выпускает буровые головки с шарошками, которые собираются из специальных модулей, благодаря которым можно при увеличении диаметра выработки не заменять буровую головку, а наращивать ее диаметр с помощью присоединения модулей.

Фирма «Atlas Copco larva» выпускает буровые установки серии R, предназначенные для проходки восстающих длиной до 600 м с использованием передовой скважины (диаметром от 0,251 до 0,445 м). В качестве привода используются двигатели переменного тока с плавной регулировкой частоты вращения и крутящего момента. Установки серии R комплектуются расширителями, выпускаемыми фирмой «Sandvic Coromant» (Швеция).

Фирма «Кокен» выпускает буровые установки трех типов, работающие в различном диапазоне горнотехнических условий при проходке восстающих: установки «Биг Мен» верхнего расположения предназначены для бурения сверху вниз направляющей скважины с последующим ее разбуриванием в обратном направлении с помощью расширителя; установки типа VRB нижнего расположения – для бурения восстающих небольшой протяженности снизу вверх на полное сечение; установки типа RNB верхнего расположения – для проходки восстающих небольшой протяженности сверху вниз на полное сечение.

Фирма «Wirth» выпускает серию буровых установок HG пяти моделей: HG – 100; 160; 210; 250 и 330, которые широко используются не только на шахтах Германии, но и в США, а также ряде стран Африки и Азии. Эти установки обеспечивают проходку выработок большой протяженности, что позволяет применять их для бурения глубоких вентиляционных и закладочных восстающих, а также для бурения передовых скважин с последующим расширением выработки до диаметра 6-8 м. Так, например, на шахте «Эмиль Майриш» (Германия) установкой HG -250 был пройден восстающий диаметром 2,6 м и глубиной 124 м со скоростью 1 м/ч (20,6 м/сут при круглосуточной работе) [11]. Особенностью буровых установок HG является возможность бесступенчатого регулирования напорного усилия буровой головки. Они оснащены автоматической системой спуска-подъема буровых штанг, что сокращает продолжительность вспомогательных операций.

Применение буровых установок при проходке восстающих имеет следующие преимущества по сравнению с буровзрывным способом: непрерывность производства работ; увеличение скорости проходки на 50-100% (по сравнению с проходческими полками «Алимак»); отсутствие повреждения массива взрывом, что повышает его устойчивость; повышение производительности и безо-

пасности труда горнорабочих; возможность полной автоматизации процесса проходки с выводом людей из забоя.

Недостатками этого способа являются: высокие капитальные затраты; невозможность изменения направления проходки; ограниченная длина проходки; значительные объемы подготовительных работ.

Основным фактором, сдерживающим внедрение буровых установок, является относительно высокая их стоимость, а также значительные затраты на монтаж, демонтаж оборудования и транспортировку его в подземных выработках.

Данные о стоимости проходки буровым и буровзрывным способами разноречивы. В одних случаях стоимость проходки буровым способом дешевле, в других – дороже. Это связано с различными горно-геологическими условиями проходки, длиной и диаметром восстающих, организацией работы и др.

Следует также учитывать, что при проходке протяженных выработок (150-400 м и более) эффективность использования буровых установок может быть снижена из-за простоев, связанных с резким изменением горно-геологических условий (увеличением водопритока в выработку, резким изменением крепости пород и т.д.), в то время как скорость проходки полками «Алимак» остается практически постоянной.

Таким образом, учитывая постоянное совершенствование конструкций буровых установок, увеличение их мощности, универсальности (одна и та же буровая установка может проходить выработки различных диаметров и длины под различными углами наклона вплоть до 45°), а также увеличение стойкости бурового инструмента и постоянное снижение трудоемкости проходческих работ, проходку вертикальных выработок буровым способом можно считать перспективной и конкурентоспособной по сравнению с буровзрывным способом.

1.3. Анализ исследований по совершенствованию технологических схем добычи руды на тонкожилых крутопадающих месторождениях

Сложные горно-геологические условия залегания большинства крутопадающих жил (мощность от нескольких сантиметров до 1-2 м, угол падения $50-90^\circ$; невыдержанный характер оруденения, многочисленные тектонические нарушения и др.) обусловили большое разнообразие систем и технологий, основанных на мелкошпуровой отбойке жил [8, 14-16]. Основу применяемой технологии выемки тонких крутопадающих жил составляет система разработки с магазинированием руды, достоинством которой является высокая производительность и минимальные транспортные расходы. К недостаткам следует отнести значительные потери руды и вторичное разубоживание при выпуске. На протяжении многих лет эта система разработки подвергалась неоднократному совершенствованию, что позволило ей доминировать до настоящего времени [14, 16-18].

Однако с понижением глубины разработки тонкожилых месторождений наметилась тенденция снижения содержания полезных компонентов в рудных телах. С учетом высокой ценности руд это потребовало разработки специаль-

ных средств механизации для предельного снижения выемочной мощности и улучшения качества добываемой жильной массы при выемке рудных тел полосами по восстанию. Особенно остро проблема совершенствования технологии и механизации очистных работ при разработке тонких крутопадающих рудных тел проявилась на рудниках, где переход от систем с магазинированием к системам с закладкой выработанного пространства осуществлялся без научного обоснования их параметров.

В работах [6, 19] отмечается, что наиболее несовершенным технологическим звеном оказались операции уборки и доставки отбитой руды в блоке по закладочному массиву. Для решения отмеченной проблемы настоящей работой выявлены основные направления комплексного подхода для коренного совершенствования применяемой технологии добычи руды. При анализе и синтезе новых технических решений предусматривалось, прежде всего, обеспечение производительности труда, достигнутой на уровне систем с магазинированием руды, снижение потерь и разубоживания руды до уровня систем с закладкой и создание безопасных условий труда.

Комплексное исследование по созданию новой эффективной технологии разработки жильных месторождений проводилось ИПКОН АН России, Читинским филиалом НИИпрозолото, Иргиредмет и СибцветметНИИпроект Министерства цветной металлургии России, ДГИ на рудниках Дальнего Востока и Забайкалья.

В результате исследований М.И. Агошкова, Д.И. Рафиенко, А.Ф. Назарчика, Д.М. Бронникова, Н.Ф. Замесова, Ю.П. Галченко и других ученых, а также на практике выявлено, что эффективность взрывной отбойки жил шпурами и скважинами определяется количественными и качественными показателями. При технологии, основанной на мелкошпуровой отбойки руды, основными качественными показателями являются разубоживание, дробление и потери руды [8, 15, 16, 21].

Результаты широких экспериментальных работ, проведенных Л.А. Мамсуровым, Б.А. Никуличевым, М.И. Казьминым [22, 23], впервые подтвердили практическую ценность разработанных методико-технологических рекомендаций и проектных решений, предусматривающих экономическую эффективность и перспективу применения комбинированной технологии выемки маломощных жил без захода людей и погрузочно-доставочных машин в выработанное пространство. Соответственно применяемому оборудованию, используемому на основных процессах отбойки-доставки руды, и определяют рациональные параметры блока, подэтажей и конструктивные элементы системы [15, 16].

Процесс доставки руды при разработке наклонных жильных месторождений является наиболее трудоемким. Затраты труда на доставку руды в различных классах систем разработки колеблются в пределах 40-60% от общих затрат. Проведенные ранее исследования [16, 21-23] и предложенные классификации способов доставки позволили установить высокую эффективность и перспективу совершенствования комбинированных способов доставки руды

Под комбинированным способом доставки понимается сочетание основного и вспомогательного способов. Условия и способы комбинированной достав-

ки определяются с учетом оптимальной мощности рудных тел, физико-механических свойств руды и вмещающих пород, параметров буровзрывных работ, конструктивных элементов систем разработки.

При разработке наклонных жильных месторождений отброс руды энергией взрыва является вспомогательным и сочетается с гравитацией, гидросмывом и доставкой самоходными машинами. [8, 20, 22].

Эффективность отброса руды взрывом в узком очистном забое (1-1,2 м) и на расстояние 15-20 м подтверждена практически и обоснована экспериментальными работами М.И. Агошкова [21], Л.А. Мамсурова [22], З.А. Терпогосова [24], Г.Н. Попова [26].

Опыт применения скважин на проходке восстающих и других выработок подготовки блоков выявил значительные преимущества метода при проведении выработок большого сечения (более 5-6 м²). Однако этот опыт не соответствует сложным горнотехническим условиям разработки жил. Вопросами проходки восстающих занимались такие ученые, как С.С. Борисов, Д.М. Бронников, Н.Ф. Замесов и др. [8,14,23].

Совершенствованию технологии разработки жильных месторождений посвящены работы М.И. Агошкова [14], Д.М. Бронникова [8], С.В. Макарова [25], Д.И. Рафиенко [27, 28] Л.А. Мамсурова [16], С.Г. Борисенко [29], О.В. Колоколова [30], В.Р. Именитова [17], Р.П. Каплунова [31], А.Ф. Назарчика [32], Л.Н. Ширина [33, 34], Е.И. Петрова [35], Б.М. Зайцева [36] и др.

Разработанные варианты систем разработки предназначены для горнотехнических условий, предусматривающих углы падения жил 0-90° и мощности рудных тел от 2,0 м, и позволяют повысить эффективность и улучшить безопасность разработки жильных месторождений, снизить объемы подготовительно-нарезных работ, уменьшить потери и разубоживание руд при высокой производительности [14, 22, 23, 37-39].

Анализируя опыт разработки жильных месторождений, можно выделить два основных и наиболее перспективных направления совершенствования технологии выемки жил. Первое, основанное на эффективном применении систем с закладкой и поэтажной разработкой на базе использования самоходного малогабаритного оборудования. Это направление прогрессирует на зарубежных рудниках. Второе, основанное на создании комплексно-механизированной технологии на базе механизированных очистных комплексов.

За последние годы за рубежом многие фирмы, такие, как «Атлас Копко» (Швеция), «Эймко» и «Вагнер» (США), «Штоф» и УНМ (Германия), «Нихон Сейдзо» (Япония) и другие, разработали несколько типов образцов легкого самоходного оборудования, способного работать на погрузке и доставке руды, а также при бурении шпуров. Внедрение этого оборудования на многих рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, позволяет повысить производительность труда забойного рабочего в 2-4 раза, уменьшить на 40-50% себестоимость добычи руды. Самоходные машины применяются при проходке подготовительных выработок и на очистных работах, преимущественно при системах с закладкой и в поэтажных штреках и наиболее распространены на рудниках Канады, США, Италии, Австралии, ЮАР, Англии.

По конструкции ПТМ можно разделить на ковшовые, осуществляющие доставку горной массы в ковше, и бункерные, которые сначала загружают свой бункер, а потом производят доставку.

Наибольшее распространение на подземных рудниках получили ковшовые ПТМ с автономным дизельным приводом, обеспечивающим машине максимальную мобильность. Вместимость ковша в зависимости от мощности машины колеблется в пределах 0,76-11,5 м³. Конструкция ковшовых ПТМ, наряду с их основным назначением, позволяет успешно выполнять работы по зачистке камер, строительству и обслуживанию подземных дорог, осуществлять перемещение горной массы передней кромкой ковша, доставку материалов в забой в ковше и т.д. [40]. По конструктивному исполнению машины различных фирм принципиальных различий не имеют. Они состоят из рабочей и приводной частей, соединенных шарнирным узлом, имеют пневмоколесный ход.

В последние годы заметно повысился интерес к погрузочно-доставочным машинам (ПДМ) с электрическим приводом, что вызвано в первую очередь ростом цен на дизельное топливо. Кроме того, при использовании машин с электроприводом не требуются затраты на очистку выхлопных газов и дополнительную вентиляцию горных выработок, так как они почти не загрязняют рудничную атмосферу. Так, во Франции фирма «Equipment Mining» запустила в серию ПТМ типа СТ-500HE Microscoop. Машина СТ-500HE обеспечивает разработку жил с минимальным разубоживанием руды. Она имеет электрический привод с длиной кабеля 85 м. Развиваемое усилие погрузчиком 3200 кг [41].

Фирма «Wagner» (США) выпускает малогабаритную электрическую ПДМ типа EHST-1A, которая применяется на жильном руднике «Moly» Колорадо. Небольшая ширина – 1,22 м, достаточно мощный электродвигатель – 40 л.с. и гидростатическая трансмиссия для привода колес обеспечивают маневренность и большую эффективность эксплуатации в условиях подземной разработки тонких жил и на проходке выработок небольшого сечения.

В Англии создан электрический погрузчик M-600E (фирма «Clark Equipment Co.»), шириной 1,0 м и высотой 1,65 м. Электродвигатель мощностью 16 л.с. связан с источником питания гибким подводящим кабелем длиной 150 м. Машина способна перемещать 450 кг породы и поворачиваться на 360°.

Применение электрических ПДМ на рудниках США и Канады показало их надежность и наличие более низких затрат при эксплуатации и техническом обслуживании. Основными изготовителями ПТМ с электроприводом являются фирмы «Jarvis clark» (Канада); УНН (Германия), «Equipment Mining» (Франция) и «Tamrock» (Финляндия).

Бункерные ПТМ применяются значительно реже и только в тех случаях, когда по каким-либо причинам нельзя использовать более производительные и мобильные ковшовые ПТМ. Наибольшее распространение получили бункерные ПТМ шведской фирмы «Atlas Copco». Особенно перспективными считаются модели «Cavo-310» и «Cavo-510» с пневматическим приводом и шасси на пневмоколесном ходу. Достоинством модели «Cavo-510» является расположение по одному ходовому двигателю на каждую сторону колес (тракторный тип), что обеспечивает высокую ее маневренность и адаптационную способ-

ность. «Cavo D-710» наиболее тяжелая машина из этой серии, имеет дизельный привод. Машины типа «Cavo» выпускаются также с дистанционным управлением.

Кроме ПТМ и ПДМ в мировой практике разработки маломощных жилых месторождений имеют большое применение многообразные конструкции самоходных доставочных средств. Однако для разработки тонкожилых месторождений с небольшими объемами транспортных работ целесообразно применять высокоадаптивные машины, отличающиеся простотой конструкции, малыми размерами и обоснованной мощностью двигателя. По типу двигателя самоходные доставочные средства подразделяются на пневматические, электрические и дизельные, а по конструктивному исполнению – на вагоны, тележки и самосвалы.

Оригинальной является конструкция малогабаритного самоходного вагона с пневматическим приводом типа SVB-0,8, созданная в Чехии. Вагон испытан на руднике Руднянский при длине откатки 60-100 м. Емкость кузова – 0,8 м³. Мощность пневмодвигателя 8 л.с. Вес вагона 1,0 т. Скорость груженого вагона до 2,6 м/с, порожнего – 2,7 м/с. Преодолеваемый уклон до 15°. Расход сжатого воздуха 7 м³/мин. Небольшие габариты вагона определяют радиус поворота до 2,4 м и дают возможность применять его как на очистных, так и горно-подготовительных работах. Разгрузка кузова осуществляется с помощью подъемного гидроцилиндра путем опрокидывания вагона под углом 40°. Время разгрузки – 30 с [42].

В России было разработано несколько конструкций самоходных вагонов. Тип самоходного вагона ВС-5П имеет емкость кузова 2,0 м³ и пневмодвигатель мощностью 12 л.с. Бункер-вагон СБН-1 на пневмошинном ходу с электрическим приводом (напряжение 300 В) предназначен для транспортировки горной массы с погрузкой ее из люков, а также для работы в комплексе с самоходной погрузочной машиной. Грузоподъемность вагона 3,5 т при емкости кузова 2,6 м³. Оптимальное расстояние транспортировки 150 м.

В зарубежной практике большое распространение получили дизельные транспортные средства. Так, например, в Германии выпускается малогабаритная трехколесная автотележка большой маневренности, разворачивающаяся на месте, типа М8-LD с кузовом емкостью 0,75 м³. Дизельный двигатель мощностью 10 л.с. развивает скорость до 12 км/ч. Скорость подъема кузова плавно регулируется.

Автосамосвал «Бизон» (фирма «Verfords of Belton Ltd») с опрокидывающимся в бок кузовом грузоподъемностью 2,0 т применяется для работы в горных выработках с минимальными размерами 2,4×2,1 м при движении по ним без разворота.

Серия малогабаритных трехколесных автосамосвалов типа «Eimco-960», грузоподъемностью 2,0-5,0 т выпускается также в США. Эти машины при наличии небольшой высоты кузова могут загружаться ПДМ типа «Eimco-911 и 912». Разгрузка производится путем опрокидывания кузова с помощью гидроцилиндров. Двигатели дизельные, скорость транспортирования до 20 км/ч.

В ЮАР на руднике «Waterkloof Chrome Mine» были изготовлены четыре специальные модификации опрокидных тележек типа «Самброн» для доставки и транспортировки руды в узких и невысоких выработках [43]. Использование автотележек, которые могут перевозить до 1,0 т руды, позволило значительно сэкономить время погрузки, снизить трудоемкость работ и увеличить добычу руды по руднику. В настоящее время автотележка «Самброн» применяется на большинстве рудников Южной Африки.

Рассматривая вопросы механизации буровых работ на подземных рудниках, необходимо отметить, что наибольших успехов в этом направлении добились зарубежные машиностроительные фирмы. Они выпускают самоходные бурильные установки для бурения шпуров и скважин в самых разнообразных горно-геологических и горнотехнических условиях. В целом при обосновании целесообразности применения средств механизации буровых работ придерживаются принципа: при увеличении производственной мощности рудника использовать более производительное оборудование [44].

Наиболее распространены дизельные бурильные установки на пневмоколесном ходу, оснащенные двумя-тремя пневматическими перфораторами. На новых типах бурильных установок устанавливают электрический привод, гидравлические бурильные машины и системы для автоматизированного бурения. Характерная особенность конструкций зарубежных бурильных установок – использование унифицированных узлов, позволяющих комплектовать их для различных условий бурения.

Кроме того, за рубежом, при разработке жильных месторождений, для бурения шпуров на очистных и подготовительных работах используют простейшие рамы на салазках, передвижные тележки на пневмошинном ходу, каретки на пневмошинном и гусеничном ходу с пневматическим и дизельным приводами.

Фирма «Jngersol Rand» (США) создала легкую буровую каретку «Смонbaren» на пневмошинном ходу [45]. Наличие трех колес обеспечивает ей хорошую маневренность. Управляемое колесо находится сзади каретки. Там же смонтирован пульт управления двух перфораторов с канатными автоподатчиками и ходовым пневмоприводом.

Самоходная каретка ВТ-121 для бурения шпуров разработана фирмой «Линден Алимек» (Швеция). Фиксирование ее в положении бурения обеспечивают за счет пневматических устройств, а передвижение осуществляют гидроприводом. Каретка оснащена перфоратором весом до 70 кг с дистанционным управлением, обеспечивает усилие подачи на забой до 500 кг. При бурении колеса запираются пневматическими тормозами.

Самоходная буровая каретка СБКН-2п (НИПИГормаш) предназначена для бурения в выработках сечением 5,0-12 м² в породах и рудах с коэффициентом крепости более 10. Буровой агрегат, смонтированный на унифицированной ходовой части с пневмошинным ходом, состоит из двух стреловидных манипуляторов на поворотной колонке, оснащенных перфораторами ПТ-36.

Необходимо отметить, что в настоящее время продолжается разработка новых моделей бурильных установок, учитывающих различные требования по-

требителей. Так, в работе [46] сообщается о создании двухперфораторной гидравлической бурильной установки «Stomes H25-2», которая является в настоящее время самой малой буровой кареткой в мире. Размеры ее 3,05×1,4×0,65 м, масса 1750 кг. Установка специально сконструирована для работы на участке «Cooke №2» рудника «Rondfontein» с высотой выемочного слоя 0,8-1,2 м (длина панели 30 м).

Опыт показывает, что применение самоходных малогабаритных машин повышает эффективность разработки жильных месторождений. Длина доставки для самоходных машин зависит в основном от емкости ковша. Однако в каждом случае оптимальная длина доставки руды обосновывается технико-экономическим расчетом. Внедрение самоходного оборудования на рудниках, применяющих системы разработки с закладкой, не только увеличивает производительность труда, но и способствует снижению разубоживания руды. Это объясняется тем, что ковш погрузчика в меньшей степени прихватывает материал закладки по сравнению со скреперной доставкой. Забой более тщательно зачищается и быстрее подготавливается к бурению, особенно, когда верхний слой закладки зацементирован. Применение буровых кареток легких конструкций повышает в 2-3 раза производительность труда на очистных и подготовительных работах.

На основании критического анализа работы на зарубежных рудниках серийно выпускаемого бурового, погрузочно-доставочного и проходческого оборудования в настоящей работе, с целью обоснования ресурсосберегающей машинной технологии разработки тонких крутопадающих жил, установлена область возможного его применения на золоторудных месторождениях Украины (табл. 1.1). Программой и методикой исследований предусматривается на базе анализа ТЭП работы малогабаритных погрузочно-доставочных и ковшовых погрузочно-транспортных машин [47-52], разработать “Исходные требования” на создание малогабаритной погрузочно-доставочной машины для разработки тонких крутопадающих жил.

Анализ существующих тенденций создания комплексно-механизированных технологий показал, что максимальная насыщенность технологических звеньев шахты (рудника) высокопроизводительной техникой, как правило, наблюдается в очистных забоях.

Созданию комплексно-механизированной технологии посвящены исследования Д.И. Рафиенко [27, 28, 53], Г.Н. Попова [54], Е.И. Петрова [35], А.И. Зильбермана [55], В.С. Рахутина [56], О.В. Колоколова [57], Л.Н. Ширина [1, 58] и др.

В РФ для выемки крутопадающих жил НИПИГормаш созданы: проходческий комплекс КПВ (по аналогии монорельсового комплекса «Алимак»), очистной комплекс КОВ-25 и подъемник вспомогательный ПВ-1000. Комплекс КОВ-25 предназначен для ведения очистной выемки руды скважинами глубиной до 25 м. Он обеспечивает механизацию следующих операций: бурение скважин в обе стороны по простиранию рудного тела; продувку скважин и их зарядание пневмозарядными машинами; монтаж и проверку взрывной сети; монтаж монорельса сверху вниз и его демонтаж снизу вверх, а также производство вспомогательных работ в очистном пространстве на расстоянии 1,0 м от машины [59].

Таблица 1.1

Область применения малогабаритных погрузочно-доставочных и ковшовых погрузочно-транспортных машин при разработке жильных месторождений

Машина, фирма, страна	Параметры машины									
	Емкость ковша, м ³	Емкость бункера, м ³	Мощность привода, кВт	Грузоподъемность, кг	Скорость передвижения, км/ч	Габариты, мм			Максим. высота с поднятым ковшом, мм	Масса, кг
						длина	ширина	высота		
СТ-500HE «Equipment Mining» (Франция)	0,32	-	22	600	7,2	3545	800	1100	1930	2700
МПДН-1 ВостГЭК (Украина)	0,15	1,5	22	-	5	3000	1770	1550	2200	4000
Savo-310 «Atlas Copco» (Швеция)	0,13	1,0	12,5	-	5	2920	1770	1450	2120	2700
Еімко-911 (США)	0,42	-	28	2270	6,4	4170	1220	1190	-	4000
HST-1 УНН (Германия)	0,77	-	36	1360	11	5000	1220	1550	-	5000
LF-2H (Германия)	1,0	-	42	2200	8	5100	1420	1850	1140	6300
Toro-150D ARA (Финляндия)	1,5	-	52	3000	24	6740	1420	1700	1190	7200
Thomas S/S-2250 (Канада)	0,4	-	27	1000	16	2105	1482	-	2750	2040
Масопому (ЮАР)	0,56	-	22	1500	1,83	3660	1066	1066	-	2500
1816 Юни-Лодер «J. I. Case Co.» (Англия)	0,18	-	13	318	7,7	2300	870	1900	-	900
M-371 «Clark Equipment Co.» (Англия)	0,2	-	10	225	12	1520	1000	1770	-	1000
Тейки TL-2 (Япония)	1,12	0,72	21,5	-	2,3	2455	1600	2070	-	2200
Waldon-5000 (США)	0,3	-	25	635	12	3800	1350	1500	2700	2360

Harvester-3200 (Англия)	0,18	-	22	750	12	2920	1084	-	2908	1560
LC4D-MD Хаски (Канада)	0,28	-	23	460	6	2770	1470	-	2745	1630

Однако область эффективного применения данной технологии распространяется на рудные тела мощностью более 2,0 м, залегающие в устойчивых боковых породах. Это объясняется тем, что при отбойке руды глубокими скважинами в блоках с небольшой выемочной мощностью получают значительные потери и разубоживание руды в результате сложной морфологии жил.

Поэтому для выемки тонких крутопадающих жил были разработаны очистные комплексы с применением мелкошпуровой отбойки. Так, в 1976-1979 гг. ДГИ, Читинским филиалом ВНИИпрозолото и ИПКОН АН России был создан и впервые в мировой практике разработки тонкожилых крутопадающих месторождений успешно прошел испытания на шахте «Тасеево» ПО «Забайкалзолото» экспериментальный образец механизированного пневмобаллонного комплекса ПКЖ-1 для выемки рудных тел мощностью 0,7-1,2 м.

В дальнейшем на базе его был разработан пневмогидравлический очистной комплекс КПП-1,6/10 (совместно с Гипроуглемаш), обеспечивающий раздельную выемку и управляемый выпуск отбитой руды, а также механизацию процессов крепления призабойного пространства и управления горным давлением в очистных забоях [60].

Для тонкожилых крутопадающих месторождений золота была создана комплексно-механизированная технология выемки жил сплошным забоем по простиранию с применением очистных комплексов на базе механизированной пневмогидравлической крепи КПП-1000/1,6 (ПКЖ-1) с выемочными функциями [61, 62].

Критический анализ работы экспериментальных образцов очистных комплексов, выполненных на базе пневмобаллонных механизированных крепей с самоходными буровыми каретками (кабинами), позволил констатировать, что несмотря на планируемую высокую степень механизации бурения (94%), зарядания шпуров (61,3%), эти процессы остаются самими продолжительными в цикле очистных работ. Более того, даже при наличии двух буровых кареток невозможно будет достигнуть значительного ускорения продвижения забоя [1].

Одним из перспективных направлений совершенствования технологии разработки тонкожилых крутопадающих месторождений является применение конвейерной доставки руды. Исследованиями проблем конвейерного транспорта при подземной добыче руды занимались Ю.П. Михайлов [49, 63] – применение скребковых конвейеров с верхней рабочей ветвью при торцевом выпуске руды из блоков, Н.В. Тихонов [50] – доставка руды скребковыми конвейерами с нижней рабочей ветвью, в которых отсутствует рештачный став, Г.Н. Попов [54] – создание изгибающегося конвейера, С.В. Коренев, В.В. Гущин [64] и др.

В работах В.М. Бахмутова, Е.И. Петрова [35, 65] приведено технико-экономическое обоснование комплексно-механизированных технологических схем добычи золота на тонкожилых месторождениях Забайкалья с применением конвейерной доставки руды при торцевом выпуске ее из магазинных уступов лав, работающих по простиранию.

При отработке пологих рудных залежей на шахтах «Чиатурмарганца» и «Куларзолото» с применением модернизированных механизированных комплексов типа КМ-87 осуществлялась взрывная отбойка руды на скребковый конвейер СП-87П, кинематически увязанный с крепью и забойными щитами ограждения. В работе А.Е. Слепцова [66] отмечаются позитивные и негативные стороны конвейерной доставки руды, даны конструктивные решения по совершенствованию серийно выпускаемых конвейеров.

Практический интерес представляет разработанный В.Т. Полуниным и Г.Н. Гуленко [67] способ снижения ударных нагрузок в ленточных конвейерах при доставке крупнокусковых грузов путем применения демпферных устройств на воздушной подушке.

В работе Д.М. Бронникова и Н.Ф. Замесова [8] приведены результаты исследований эксплуатационных параметров скребковых конвейеров в очистных забоях на золотых рудниках ЮАР.

В.И. Сорокин и В.И. Тютюнник [68] исследовали параметры выработок выпуска при конвейерной доставке руды. Ими установлено, что одним из параметров выпуска является высота предельного слоя выпускаемой руды, которая зависит от высоты выпускного отверстия и смещения конвейера относительно оси выработки.

Выполненный анализ современного состояния рассматриваемой проблемы определил исходную позицию в направлении исследований по обоснованию ресурсосберегающих технологических схем разработки золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита.

1.4. Комплексная программа исследований технологии разработки тонких крутопадающих жил

Для достижения поставленной цели и решения сформулированных задач была разработана программа выполнения теоретических, аналитических и экспериментальных исследований по совершенствованию транспортно-технологических схем добычи руды на тонкожилых крутопадающих месторождениях. Структурно-логическая схема этих исследований представлена на рис. 1.3.

В соответствии со структурно-логической схемой теоретические исследования включают анализ горно-геологических и горнотехнических условий разработки тонкожилых крутопадающих месторождений, анализ существующих подходов к проблеме совершенствования технологии разработки тонкожилых крутопадающих месторождений, которая является самым узким звеном в горнорудной промышленности, а по трудоемкости значительно превосходит способы разработки угольных и железорудных месторождений. При анализе литературных источников и патентного фонда обобщается опыт работы золоторудных предприятий с целью установления роли отдельных систем разработки в добыче руды подземным способом и определения их специфических особенностей.

Экспериментальные исследования включают составление рабочей программы и методики проведения шахтных исследований для получения гипсо-

метрических поверхностей боков выработок после буровзрывной отбойки руды с помощью фотопланиметрического метода, выполнение физического моделирования выпуска руды и имитационного моделирования адаптационной способности погрузочно-доставочной машины в условиях изменчивой гипсометрии рудных тел.

Используя методы статистической обработки экспериментальных данных и результаты сравнительной оценки их с соответствующими теоретическими показателями, строятся гипсометрические планы боковых поверхностей, плотность изолиний которых соответствует принятым параметрам БВР при мелкошпуровой отбойке руды, а также уточняются исходные данные для экспериментального и математического моделирования.

Физическое моделирование базируется на использовании метода эквивалентных материалов и использовании сведений о характере влияния взрывных работ на шероховатость боковых пород. Сущность метода эквивалентных материалов заключается в том, что на физических моделях с известными допущениями и при соблюдении условий подобия изучаются интересующие нас физические процессы и результаты используются для разработки практических рекомендаций. По результатам моделирования предусматривается получить зависимости потерь руды от гипсометрии боков жилы после взрывной отбойки рудного тела в процессе выпуска жильной массы в блоках системой разработки с магазинированием руды.

По результатам имитационного моделирования адаптационной способности погрузочно-доставочных машин, в условиях изменчивой гипсометрии очистного пространства, предусматривается установить их конструктивные параметры.

Аналитические исследования заключаются в использовании численного метода (метод граничных элементов) для определения величин напряжений и смещений пород в призабойной зоне и разработке математических моделей: модель работы ковшовой погрузочной машины в режиме черпания и модель работы скребкового конвейера в условиях взрывной отбойки руды.

В результате математического моделирования определяются конструктивные параметры рабочего органа погрузочно-доставочной машины, а также устанавливаются зависимости влияния фронта ударной волны (при буровзрывных работах) на состояние закладочного массива и устойчивую работу, применяемых в очистной выработке средств доставки руды.

В условиях отсутствия реальных объектов реализации новых технических решений результаты экспериментального и математического моделирования являются основанием для разработки методики определения рациональных параметров ресурсосберегающих технологических схем разработки тонкожилых крутопадающих месторождений с применением малогабаритных погрузочно-доставочных машин.

Исследования завершаются разработкой «Исходных требований» на создание малогабаритной погрузочно-доставочной машины для разработки тонких крутопадающих жил.

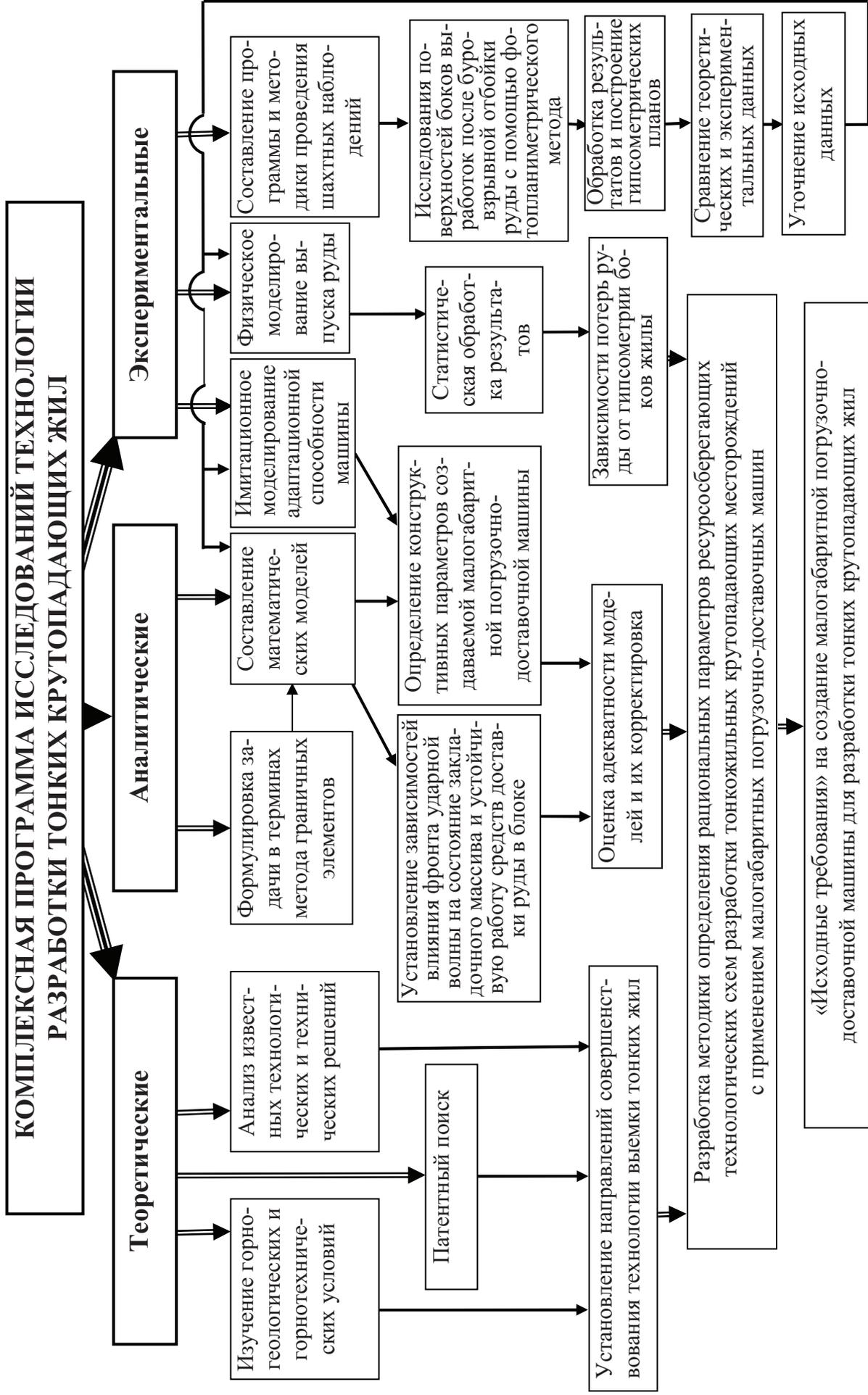


Рис. 1.3. Структурно-логическая схема исследований

Выводы

1. Анализ применяемой технологии разработки тонкожилых крутопадающих месторождений показал, что около 60% добычи приходится на системы разработки с магазинированием руды, около 15% – с закладкой выработанного пространства, 10% – с применением распорного крепления, которые основаны на мелкошпуровой технологии взрывной отбойки рудных тел горизонтальными слоями по восстанию и 15% – другие системы.

Практически доказано, что применяемая технология выемки жил исключает возможность механизации трудоемких процессов на очистных работах, приводит к значительному разубоживанию и невозвратным потерям руды в недрах (до 20%). Более того, наиболее распространенная система с магазинированием руды требует постоянной подготовки для каждого нового слоя одноразовых искусственных рабочих площадок, незащищенных со стороны очистного пространства и разрушаемых в процессе взрывной отбойки руды. В общей трудоемкости очистной выемки доля ручных, непроизводительных и потенциально опасных работ достигает 70%.

2. Экспертная оценка показателей работы золотодобывающих рудников ЮАР, США, Канады и Австралии свидетельствует о том, что традиционные для крутопадающих жил системы разработки, доминирующие здесь, как и в СНГ, в течение многих десятилетий использовались без существенных изменений.

За рубежом самым крупным достижением в области совершенствования технологии очистной выемки тонких крутопадающих жил считается внедрение системы разработки горизонтальными слоями повышенной (до 4-5 м) высоты с закладкой и применением самоходной техники.

Однако данная система не получила должного распространения на рудниках СНГ в связи с отсутствием отечественной малогабаритной погрузочно-доставочной машины.

На основании критического анализа работы на зарубежных рудниках серийно выпускаемого бурового, погрузочно-доставочного и проходческого оборудования установлена область возможного его применения на золоторудных месторождениях Украины.

3. Отсутствие отечественного опыта разработки тонкожилых крутопадающих месторождений требует особого научно-методического подхода при формировании технологических схем выемки рудных тел, отличающихся от традиционных уровнем механизации очистных работ и ориентированных на использование отходов обогащения для закладки выработанного пространства в блоках. Последнее весьма актуально для разведанных месторождений золота Украинского кристаллического щита, которые размещены на высокоплодородных почвах Черноземья. Необходимость такого подхода также подтверждает опыт разработки рудных месторождений Кривбасса и Желтых Вод.

4. В приведенной ИПКОН АН РФ классификации нет графы для оценки показателя механизации разработки тонкожилых крутопадающих место-

рождений. В обобщающей работе [69] анализ средств механизации начинается с крутопадающих рудных тел мощностью до 2,0-2,5 м, где, по мнению авторов, находятся самые низкие показатели технической оснащенности очистных работ.

В общей системе рудника структура их представлена в виде цепочки (РП-СЛ-Оэ-0), где РП – ручной перфоратор, СЛ – скреперная лебедка, Оэ – электро-возная откатка, 0 – опрокид.

Поэтому для интерпретации технологии на базе применения средств механизации возникает настоятельная необходимость разработки технологических решений по выемке тонких крутопадающих рудных тел с вынимаемой мощностью $m \leq 1,5$ м и маломощных залежей с $m > 1,5$ м с боковыми породами средней устойчивости.

5. Сосредоточенность перспективных месторождений золота в густонаселенных областях Украины и экологическая опасность существующих процессов его извлечения требуют экстренной разработки и согласования комплекса ресурсосберегающих и природоохранных мероприятий, а также обоснования и опытной отработки элементов технологии подземной добычи руды, дробления и обогащения руды, цианирования концентратов, осаждения и рафинирования золота.

2. ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ТОНКОЖИЛЬНЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1. Постановка задач исследований по совершенствованию технологии выемки тонких крутопадающих жил

На предприятиях, разрабатывающих залежи руд цветных, редкоземельных и благородных металлов состояние подземных горных работ во многом определяют горно-геологические условия залегания крутопадающих рудных тел и неоднородное их строение.

Выполненный анализ состояния техники и технологии на золоторудных месторождениях стран СНГ показал, что практически все рудники оснащены серийно выпускаемым технологическим оборудованием, применяемым также и в других горнодобывающих отраслях, однако доля нового оборудования на золотодобывающих предприятиях составляет всего лишь 10-12% в масштабах горнорудной промышленности.

Наблюдается парадоксальная ситуация: древнейшие горнодобывающие отрасли по добыче руд цветных и благородных металлов, являющиеся основоположниками горного промысла, по основным технико-экономическим показателям, характеризующим развитие технологического процесса подземной добычи, находятся практически на последнем месте среди предприятий горнорудной промышленности.

Опыт развития смежных отраслей горнорудной промышленности свидетельствует, что для выхода из аналогичных экстремальных ситуаций необходимо предпринимать принципиально новые технико-технологические решения. Для научного обоснования этих решений необходимо обязательно учитывать факторы, определяющие специфику очистных работ на тонкожилых месторождениях.

Следует отметить, что ранее выполняемые исследования по созданию более совершенных машин и механизмов (высокочастотные перфораторы, пневмозарядчики, вибролюки и другие) осуществлялись применительно к существующим технологическим схемам, поэтому решали хотя и основные, но узкие вопросы механизации процессов очистной выемки тонких крутопадающих жил. Попыток синтеза отдельных механизмов и машин в единую функциональную систему (исходный уровень комплексной механизации) при разработке рудных тел малой мощности даже не предпринималось.

По результатам выполненного анализа работы действующих очистных забоев было установлено, что создание и внедрение средств механизации очистных работ на предприятиях, разрабатывающих крутопадающие месторождения руд цветных и благородных металлов, осуществлялось бессистемно. То есть программа механизации очистных работ выполнялась под традиционные «профессии» и «технологию», что в принципе противоречит законам развития технических систем [40, 70, 72].

Более того, в первую очередь механизации подвергались процессы очистной выемки, характерные для рудных тел средней и малой мощности в диапазоне 2,0 м и более. То есть технически оснащалась область рудных тел, наиболее благоприятная для механизации по мощности.

Следует отметить, что на рудниках золоторудной отрасли стран СНГ основная масса горно-подготовительных выработок проходится с применением малопроизводительных машин отечественного производства: ручных перфораторов типа ПП-63, ПП-54; ПР-30, погрузочных машин ППН-1С и скреперных установок типа ЛС-80.

Несмотря на низкий уровень механизации подготовительно-нарезных работ, основные проблемы отрасли, при разработке тонкожилых крутопадающих месторождений, связаны с механизацией процессов очистной выемки рудных тел. Обусловлено это тем, что в настоящий период на тонкожилых золоторудных месторождениях единственным средством механизации очистных работ является ручной перфоратор с пневмоподдержкой. Поэтому создание более эффективных схем выемки жил осуществляется в основном за счет совершенствования конструкций традиционных систем разработки.

Исходя из принципов работы оборудования, при буровзрывном способе ведения очистных работ взаимодействие массива разрушаемых пород с комплексом оборудования должно рассматриваться как единая система, состоящая из множества элементов и множества отношений между ними.

Учитывая, что буровзрывной способ проведения горных выработок в крепких породах в ближайшие 15-20 лет будет оставаться доминирующим в отраслях, ведущих добычу полезного ископаемого подземным способом, ставится задача создания малооперационных технологий на базе машин и оборудования, выпускаемых отечественными машиностроительными заводами.

Это требует выполнения специальных исследований гипсометрии поверхностей призабойного пространства, образованных в процессе взрывной отбойки руды.

С одной стороны, это необходимо при обосновании параметров проектируемых погрузочно-доставочных машин, которые в условиях непрерывного изменения неровности боков очистного пространства должны быть повышенной адаптивности и иметь параметры, регулируемые в зависимости от сложности гипсометрии.

С другой стороны, при обосновании потерь необходимо учитывать часть руды, которая остается во впадинах при ее магазинировании и выпуске.

Традиционно для обоснования параметров очистного оборудования оперируют величинами m_{min} – минимальная ширина очистного пространства, Δh – сближения боковых пород и H_{np} – ширина призабойного пространства.

В этой связи в настоящей работе проведены исследования по установлению минимальной ширины очистного пространства, устойчивости призабойного пространства крутопадающей жилы, неровности боковых поверхностей после взрывной отбойки рудных тел и потерь руды.

Результаты проведенного анализа горнотехнических условий ведения очистных работ на зарубежных рудниках и установленная область возмож-

ного применения очистного оборудования на крутопадающих месторождениях взяты за основу установления рациональных параметров малогабаритной погрузочно-доставочной машины для создания ресурсосберегающей технологии разработки тонкожилых золоторудных месторождений Украины.

2.2. Факторы, характеризующие специфику технологии очистных работ на тонкожилых крутопадающих месторождениях

Удельный вес подземных горных работ в мировом производстве минеральных ресурсов составляет в настоящее время около 40%.

В сфере производственной деятельности горнорудных предприятий, добывающих минеральное сырье подземным способом, входят вскрытие и подготовка месторождений, добыча, обогащение руды и извлечение полезных компонентов.

Сложные горно-геологические условия залегания тонкожилых крутопадающих месторождений во многом определяют состояние горных работ на предприятиях отрасли. Каждому месторождению присущи свои технологические разработки тонких крутых жил, которые, как правило, отличаются высокой трудоемкостью и малой производительностью труда. По данным института Ирриредмет, в настоящее время для конкретных горно-геологических условий разработано более 100 технологических схем выемки руды, которые включают в себя три стадии горных работ.

Каждая из этих стадий горных работ характеризуется определенными свойствами:

– подготовительные работы – проведение выработок с одной плоскостью обнажения с целью обеспечения сообщения, транспорта, доставки материалов и отбитой руды, вентиляции нарезных и очистных работ. Эти выработки могут быть пройдены как по руде, так и по породе;

– нарезные работы характеризуются наличием одной или двух плоскостей обнажения при их проведении. Основные технико-экономические показатели здесь близки к показателям очистных работ. Главная цель этих работ – создание выемочных участков, подэтажей, отрезных щелей, подсечек, просеков и других участков выработок, необходимых для подготовки фронта очистных забоев;

– очистные работы – процесс ведения горных работ для непосредственного извлечения полезного ископаемого. Они отличаются друг от друга по форме, размерам выемочного участка, количеству производственных процессов, уровню механизации, применению различных средств бурения, выпуска и доставки руды.

Опыт эксплуатации тонкожилых месторождений подтверждает, что в основу классификации систем разработки должны быть положены основные производственные операции, которыми характеризуется та или иная система. Такими основными производственными операциями или признаками, характерными для подземной добычи руды являются:

- отбойка или принудительное отделение полезного ископаемого от массива и дробление его до кондиционных размеров;
- доставка полезного ископаемого и поддерживающего материала в очистном забое;
- искусственное поддержание выработанного пространства.

Сочетание основных производственных операций или процессов в какой-либо системе разработки позволяет характеризовать физико-механические свойства руды и вмещающих пород, качественные и количественные показатели технологического процесса, а также экономическую ее эффективность.

На рис. 2.1 приведена классификация факторов, характеризующих специфику очистных работ на тонкожилых крутопадающих месторождениях, которые были ранжированы по горно-геологическим, технологическим, конструктивным и организационным признакам.

Процессы очистной выемки тонких крутопадающих жил сопряжены с громадными невозвратимыми трудовыми потерями, затрачиваемыми на выполнение большого объема вспомогательных ручных работ, практически не поддающихся механизации при традиционной технологии.

Внедряемая на рудниках СНГ современная зарубежная техника была ориентирована на совершенствование традиционно выполняемых процессов, поэтому решала хотя и важные, но узкие вопросы механизации очистных работ. По результатам анализа, выполненного ИПКОН АН РФ, в табл. 2.1 приведены сравнительные показатели технологических схем, основанных на применении высокопроизводительной техники.

Таблица 2.1

Сравнительные показатели работы систем разработки на тонкожилых крутопадающих месторождениях

Система разработки	Вынимаемая мощность, м	Разубоживание руды, %	Производительность труда, м ³ /чел.см. (подземного рабочего)
Подэтажными штреками с самоходным оборудованием	1,7-2,0	10-15	5-6
Горизонтальными слоями с закладкой и малогабаритным самоходным оборудованием	1,5-2,0	5-10	4,5-5,5
Вертикальными прирезками с монорельсовым комплексом КДВ-1	1,6-3,0	10-15	3,4-4,5
С магазинированием руды	0,8-2,0	30-50	1,5-2,5



Рис. 2.1. Факторы, определяющие специфику очистных работ на тонкожилых крутопадающих месторождениях

Исходя из приведенных в табл. 2.1 данных, можно констатировать, что наиболее высокие показатели у систем разработки подэтажными штреками с применением самоходного оборудования. Однако в последнее время улучшения показателей у этих систем не наблюдается, а с учетом качества добываемой руды в пересчете на конечный продукт можно ожидать их значительного снижения. В этой связи наиболее перспективным направлением является разработка технологических схем выемки рудных тел горизонтальными слоями с закладкой и малогабаритным самоходным оборудованием.

Для принятия аргументированных решений по выбору и обоснованию рекомендуемых систем разработки был выполнен анализ функционирования основных производственных процессов подземной добычи руды по всей технологической цепочке, включая горно-подготовительные, нарезные и очистные работы для наиболее распространенных в отрасли систем разработки.

В табл. 2.2 приведены данные о распределении запасов в очистном блоке с геометрическими параметрами, традиционно применяемыми при разработке тонких жил наиболее распространенной в отрасли системой с магазинированием руды.

Таблица 2.2

Распределение объема и себестоимости работ при выемке запасов руды в блоке

Выработки и вид работ	Объем, м ³	Запасы и руда, т			Уд. вес запасов, %	Себестоимость работ, у.е./т
		Балансовые	Товарная	Добываемая		
Ходовой восстающий	232	251	626	626	14,5	11,032
Подсечной слой	102	124	275	275	7,2	9,703
Выемка камеры	889	1256	2400	2400	72,7	4,292
Потолочина	67	97	181	-	5,6	0,652
Всего	1290	1728	3482	3301	100	25,679

Из таблицы 2.2 следует, что около 30% отбиваемой из очистных блоков руды приходится на подготовительно-нарезные работы, которые повторяются в каждом новом блоке. В процессе выполнения этих работ создаются сооружения, которые по своей конструктивной прочности способны служить в течение значительно большего времени, чем требует отработка одного блока. При этом большая часть труда на подготовительных работах теряется, что является недостатком существующей технологии и сказывается на технико-экономических показателях.

Приведенные данные свидетельствуют также о существенном влиянии себестоимости подготовки блока на общую себестоимость очистных работ. За счет высоких трудозатрат на проходку восстающих общая себестоимость добычи 1 т руды возрастает по отношению к себестоимости выемки основных запасов более

чем на 25 %. Можно предположить, что с учетом всех элементов непроизводительного труда (многократное сооружение отбойных, рабочих, предохранительных полков, разравнивание навала замагазинированной руды, оборудование ходовых окон, приведение в безопасное состояние обнаженного рудного массива и т.п.) общий уровень обесценивания трудовых затрат составит 40-45 %. Более того, если при этом учесть ущерб от невозвратимых потерь руды и снижение качества за счет вторичного разубоживания, то уровень обесценивания трудовых затрат даже при высокой производительности может стать основанием для пересмотра целесообразности применения в дальнейшем наиболее распространенных в отрасли систем разработки с магазинированием руды.

В табл. 2.3 в процентном отношении приведены усредненные по системам показатели трудовых затрат на выполнение основных процессов очистной выемки тонких крутопадающих жил.

Таблица 2.3

Трудоемкость процессов очистной выемки
на тонкожилых крутопадающих месторождениях

Процессы очистной выемки	с магазинированием руды		с распорным креплением		с закладкой выработанного пространства	
	Трудовые затраты по процессам очистной выемки					
	%	$\frac{\text{чел.час}}{\text{м}^3}$	%	$\frac{\text{чел.час}}{\text{м}^3}$	%	$\frac{\text{чел.час}}{\text{м}^3}$
Отбойка руды	30-50	0,72-0,98	25-45	0,63-0,83	25-48	0,75-0,90
Крепление призабойного пространства	21-38	0,81-1,12	27-35	0,85-0,99	30-50	0,64-1,88
Выпуск и доставка руды	22-30	0,38-0,63	26-30	0,69-0,84	10-18	0,21-0,59

Данные, приведенные в табл. 2.3, позволяют утверждать, что наиболее трудоемкими процессами очистной выемки тонких крутопадающих жил являются отбойка и крепление призабойного пространства.

Очевидно, что система разработки с магазинированием руды в ближайшие 10-15 лет будет оставаться доминирующей при разработке тонкожилых крутопадающих месторождений. Однако, с понижением глубины разработки, в силу развивающегося горного давления и больших потерь руды, она будет вытесняться системой с закладкой выработанного пространства, которая в настоящий период не находит широкого применения из-за несовершенства погрузочно-доставочных работ и большой трудоемкости операций по возведению закладочных полос и длительного срока набора прочности закладочного массива. Последнее в значительной степени снижает эффективность применения высокопроизводительных погрузочно-доставочных машин.

Следует также отметить, что вопросы выпуска и доставки в блоках на тонкожилых месторождениях до настоящего времени остаются малоизученными.

ми. Более того, в литературе практически не отмечена взаимосвязь между конструктивными параметрами очистных блоков и погрузочно-доставочным оборудованием.

2.3. Оценка влияния морфологии рудных тел на конструктивные параметры систем разработки тонких жил

Особое место в горнорудной промышленности занимают тонкожилые крутопадающие месторождения руд цветных и благородных металлов. Месторождения жильного типа образованы в результате заполнения трещин в земной коре минеральным веществом, благодаря гидротермальным процессам и пневматолизу. Они имеют характерные только для данного типа месторождений признаки, которые неоднократно изменяются в пределах этажа, блока и поэтому требуют специального анализа и учета при выборе и обосновании вариантов системы разработки.

Существенное влияние на выбор технологии разработки тонкожилых месторождений оказывает морфологическая характеристика и форма залегания рудных тел. В целях снижения степени разубоживания руды очистные работы ведутся строго по жиле, предусматривают обязательную эксплуатационную разведку, которая постоянно ведется по каждому блоку для оперативной оценки условий залегания жил и содержания металла в руде. При снижении показателей очистные работы в блоках прекращаются, а запасы, из-за несовершенства применяемых систем разработки, замораживаются.

Следует отметить, что из 120 рудников СНГ, разрабатывающих тонкожилые крутопадающие месторождения руд цветных, благородных и редких металлов, более 40 сосредоточены в золотодобывающей отрасли. До последнего периода наиболее распространены эти месторождения были на Дальнем Востоке, Восточной и Западной Сибири, Средней Азии, а также на Урале и Крайнем Севере. В настоящее время решается проблема создания золотодобывающей отрасли также и на Украине. На осваиваемых месторождениях ведутся поисковые работы, разрабатываются ТЭО на проектирование золотодобывающих и перерабатывающих предприятий. Однако на всех этапах выполнения этих работ сказывается дефицит научно обоснованных принципов разработки золоторудных месторождений, определяющихся в большинстве своем особенностями формирования месторождений жильного типа, которые можно прогнозировать и для золоторудных месторождений Украины.

Большинство выявленных месторождений золота на Украине относятся к жильному типу и представляют собой сильно разветвленную сеть большого количества жил, апофизов и мелких прожилков. Эти специфические особенности образования в значительной мере влияют на выбор системы разработки. В Украине отсутствует практический опыт разработки тонкожилых месторождений, что не позволяет при применяемых методах разведки полностью учесть многообразие условий формирования золоторудных залежей.

На основании анализа геолого-маркшейдерской документации золоторудных предприятий установлено, что крутопадающие тонкожилые месторождения руд редких и благородных металлов характеризуются относительно сложными строениями рудных тел и горно-геологическими условиями их залегания, а также неравномерным распределением металла в рудах. Учитывая то обстоятельство, что горно-геологические условия залегания золоторудных месторождений жильного типа во многом идентичны, нами были подвергнуты детальному анализу более сорока жил рудников СНГ с балансовыми запасами категории С₁. Анализ выполнялся по шестнадцати критериям оценки с целью выявления характера изменения элементов залегания рудных тел – мощности, амплитуды простирания и угла падения.

Установлено, что основная масса продуктивных рудных тел рассмотренных месторождений представлена кварцевыми жилами трех генераций с незначительным включением сульфидов (пирита, арсенопирита, галенита, сфалерита), полевых шпатов, карбонатов др. Морфология жил осложнена флексурными складками, раздувами и пережимами, гофрировками и микроскладчатостью. Очень часто жилы образуют серию кулисообразных тел с многочисленными апофизами.

Все промышленные рудные тела можно условно отнести к двум основным структурно-морфологическим типам:

– линейно-вытянутые участки прожилково-вкрапленного оруденения. Рудные тела этого типа представлены гидротермально-измененными породами, дислоцированными вдоль тектонических нарушений пронизанными прожилками, вкраплениями, гнездами и линзами кварц-сульфидного состава мощностью более двух метров и небольшой протяженностью по простиранию;

– малосульфидные стержневые кварцевые жилы, образованные в результате заполнения минерализованным веществом протяженных трещин, достигающих 1,5 км по простиранию. Характерной особенностью этих месторождений является небольшая мощность рудного тела с распространяющимися висячем и лежащем боках зонами оруденения. При весьма значительных размерах рудных тел по простиранию средняя мощность жил не превышает 0,3-0,6 м и сопровождается пережимами, выклиниванием, ветвлением на мелкие прожилки и местными раздувами до 2,0 м.

На рис. 2.2 в процентном отношении приведены усредненные показатели распределения рудных тел по мощности на золоторудных тонкожилых месторождениях.

Анализ приведенной гистограммы показывает, что в основном тонкожилые месторождения представлены рудными телами мощностью до 1,2 м. По данным института Иргиредмет в настоящее время на золоторудных месторождениях России при подземной разработке тонкожилых (мощностью до 0,8 м) рудных тел добывается 11,7% руды от всего объема подземной добычи, а при разработке маломощных (мощностью от 0,81 м до 3,0 м) рудных тел до 30% руды. Анализ изменения структуры мощности жил по горизонтам дает основание утверждать, что с понижением глубины разработки доля участия рудных тел малой мощности в общем объеме добычи руды будет постоянно увеличиваться.

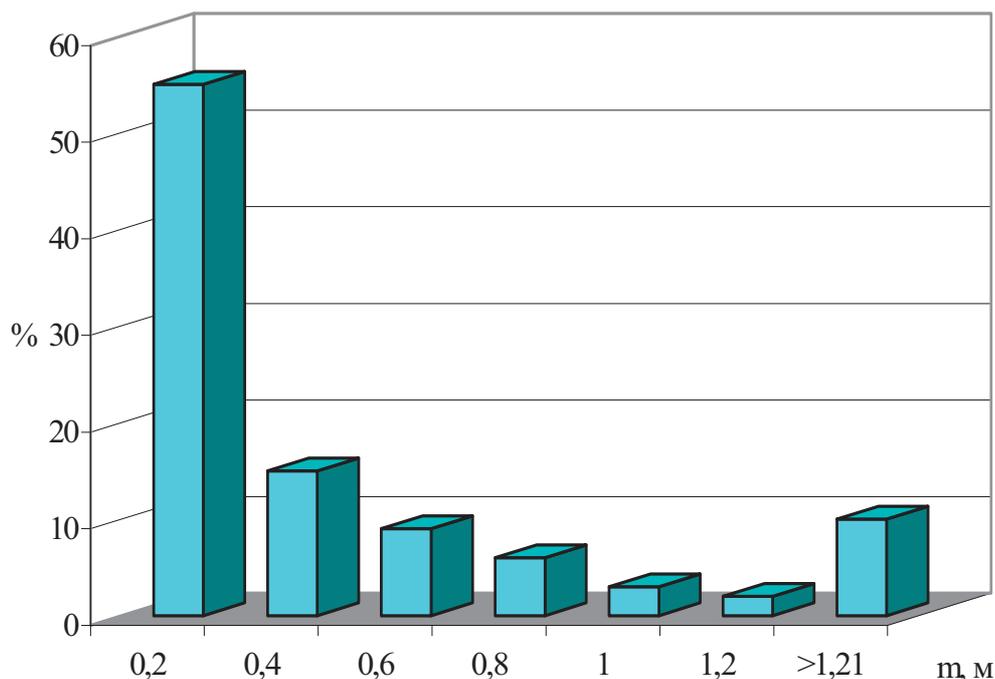


Рис. 2.2. Распределение рудных тел по мощности на золоторудных тонкожилых месторождениях

Если рассматривать каждый диапазон мощности в отдельности, то преобладающее большинство золоторудных горнодобывающих предприятий разрабатывают рудные тела мощностью до 0,8 м., которые по классификации относятся к категории тонких жил. Однако из-за наличия зон оруденения во вмещающих породах вынимаемая мощность рудных тел на этих месторождениях составляет 1,2-1,5 м.

Рассматривая вынимаемую мощность с позиции применимости погрузочно-доставочных машин и средств доставки руды в блоке, можно отметить, что при разработке тонкожилых крутопадающих месторождений вообще отсутствует понятие о минимальной и максимальной ширине очистного пространства. В работах [31, 72] минимальная ширина очистного пространства рассматривается как минимально допустимая по условиям безопасности ведения очистных работ. Предложенная академиком М.И. Агошковым методика определения оптимальной ширины очистного пространства [73] базируется на минимальной средневзвешенной себестоимости металла в концентрате и справедлива в тех случаях, когда экономически целесообразно осуществлять прирезку минерализованных боковых пород с допустимым бортовым содержанием металла. При неминерализованных боковых породах оптимальная ширина очистного пространства m_{opt} должна быть близкой к мощности жилы, а при значении последней менее 0,6 м равняется минимально допустимой по Правилам технической эксплуатации [74].

Естественно, что построенная на чисто экономических расчетах методика не учитывает изменчивость гипсометрии очистного пространства после буровзрывной отбойки руды, конфигурацию боковых поверхностей и физико-механические свойства вмещающих пород.

Многочисленные исследования [1, 32] по обеспечению расчетных показателей буровзрывных работ позволяют констатировать, что отклонение фактической ширины очистного пространства от m_{opt} достигает $\pm 30\%$ за счет неровности боковых поверхностей и изменчивости направления залегания рудных тел. Это в значительной мере усложняет процесс выбора и обоснования типа погрузочно-доставочных машин, так как исходными конструктивными параметрами, определяющими их маневренность в узком очистном пространстве, являются минимальная конструктивная ширина и длина.

В этой связи для обоснования минимальных конструктивных параметров погрузочно-доставочных машин минимальную ширину очистного пространства предлагается [75] определять по схеме, приведенной на рис. 2.3.

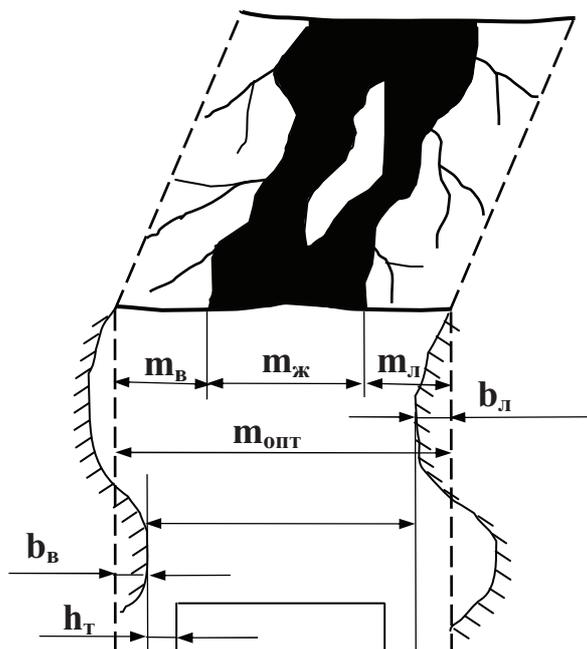


Рис. 2.3. Схема определения минимальной ширины очистного пространства: $m_{ж}$ – мощность рудного тела; $m_{л}$, $m_{в}$ – мощность прирезаемых пород висячего и лежачего боков жилы; m_{opt} – оптимальная ширина очистного пространства; $b_{л}$, $b_{в}$ – амплитуды между отметками горизонталей, проведенных на уровне выступов и впадин боковых поверхностей очистной выработки; m_{min} – минимальная ширина очистного пространства; $h_{т}$ – технологический зазор

Минимальной шириной очистного пространства m_{min} следует считать оптимальную ширину m_{opt} с учетом коэффициента изменения вынимаемой мощности k_M :

$$m_{min} = m_{opt} k_M.$$

Оптимальная ширина очистного пространства устанавливается с учетом рекомендаций [73, 76] и состоит из мощности жилы и мощности прирезаемых боковых пород. С учетом степени минерализации мощность прирезаемых боковых пород рассматривается как суммарная мощность прирезаемых пород висячего и лежачего боков:

$$m_{opt} = m_{ж} + m_n; \quad m_n = m_{л} + m_{в}.$$

Применительно к рис. 2.3 коэффициент изменения мощности k_m определяется:

$$k_m = \frac{m_n}{(m_n + \frac{b_l + b_e}{2})k_z},$$

где m_n – суммарная мощность прирезаемых боковых пород; b_l и b_e – соответственно высота выступов лежачего и висячего боков жилы; k_z – коэффициент гипсометрии боков очистного пространства после взрывной отбойки руды.

При установлении коэффициента гипсометрии в качестве ориентира принята разновидность геометрического (детерминированного) показателя В.А. Букринского [77, 78]:

$$k_\Gamma = \frac{\int dl}{L},$$

где $\int dl$ – интеграл по кривой контакта; L – ширина блока.

Исследованию изменчивости боков рудной залежи предшествовал процесс выбора представительного участка месторождения, выбор значимых факторов и их геометризация [79].

Обработка методами математической статистики результатов шахтных исследований изменчивости элементов залегания рудных тел и оценка влияния технологии отбойки руды на состояние породного массива позволили установить следующие количественные значения коэффициента изменения мощности k_m для наиболее типичных классов горных пород: алевролиты – 0,9; песчано-глинистые конгломераты – 0,85; песчаники и диориты – 0,8 [2].

Следует отметить, что показатели неровности боков очистного пространства сопряжены с традиционно применяемой технологией бурения шпуров с одной установки перфоратора, при которой взрывная отбойка руды характеризуется значительным выходом крупногабаритных кусков горной массы, что приводит к значительному разубоживанию добываемой руды, затрудняет ее выпуск, повышает затраты на дробление при обогащении, а также нарушает устойчивость массива, вследствие распространения трещин вглубь и нарушения его целостности.

Классифицируя показатели залегания рудных тел можно отметить, что из всего объема подземной добычи руды на тонкожилых золоторудных месторождениях только 10% приходится на рудные тела с углами падения до 50° (рис. 2.4). Основные же запасы сосредоточены в крутопадающих рудных телах с углами падения $50-90^\circ$.

Для установления области эффективного применения малогабаритных погрузочно-доставочных машин необходимо располагать данными об изменении элементов залегания рудных тел и динамической оси очистных блоков.

На рис. 2.5 приведены обобщенные результаты обработки статистических данных о вероятности изменения амплитуды простирания и угла падения тонких крутопадающих жил. На основании анализа приведенных данных можно констатировать, что вероятность встречи участков рудных тел с изменением азимута простирания и угла падения в пределах 15° на участках длиной 5,0 м составляет 85-90%.

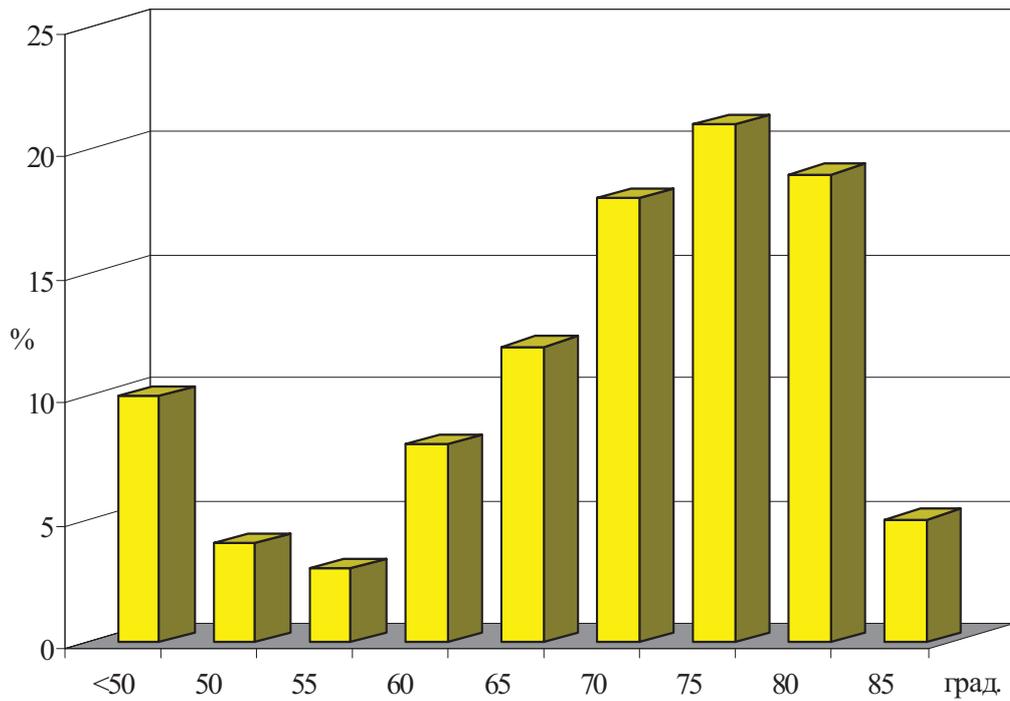


Рис. 2.4. Распределение рудных тел по углу падения на тонкожилевых месторождениях

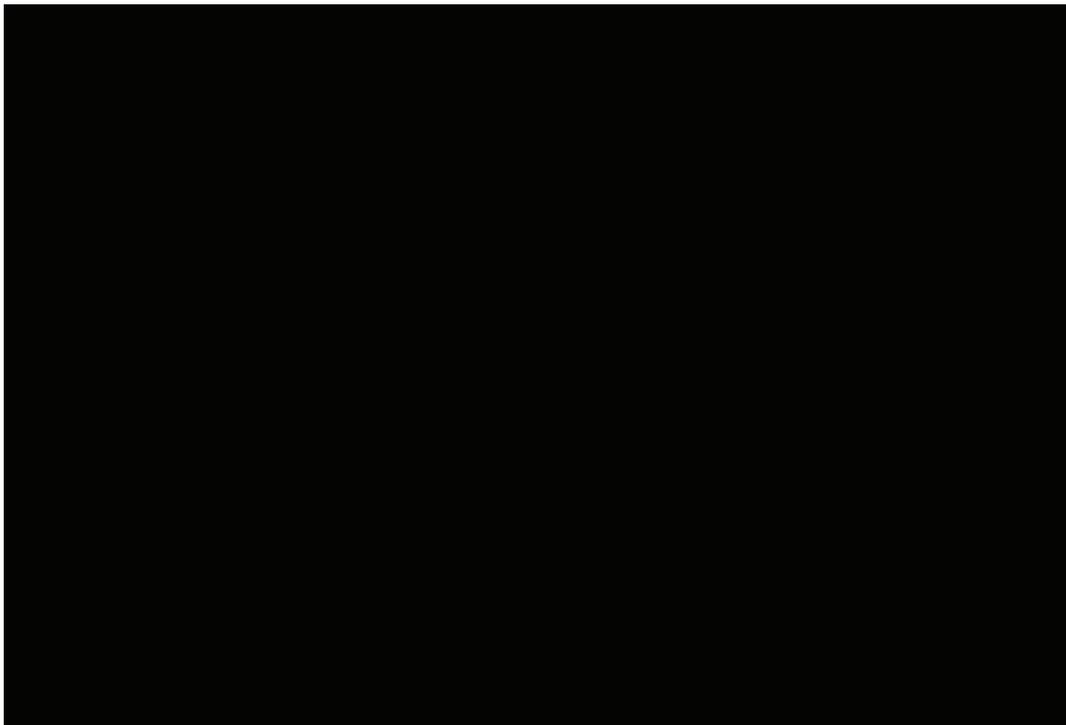


Рис. 2.5. Изменение элементов залегания рудных тел и динамической оси очистных блоков

Обобщая результаты исследований в области прогноза горнотехнических условий разработки крутопадающих золоторудных месторождений Украины, можно констатировать, что в перспективе добыча руды из рудных тел малой мощности будет доминирующей.

С понижением глубины разработки состояние условий разработки будет ухудшаться, что обуславливает необходимость разработки новых технологических схем очистной выемки тонких жил, основанных на применении высокоэффективного малогабаритного погрузочно-доставочного оборудования.

2.4. Формулировка задачи поведения массива в терминах метода граничных элементов

По результатам предварительных шахтных исследований величин сближения боковых пород в восстающих была разработана расчетная схема аналитических исследований (рис. 2.6). Измерение величин сближения боковых пород в рабочем пространстве исследуемых восстающих производилось измерительными стойками СУИ-II путем промера расстояний между реперами, забиваемыми в породы лежачего и висячего боков рудного тела на расстоянии 10 м друг от друга по высоте восстающего.

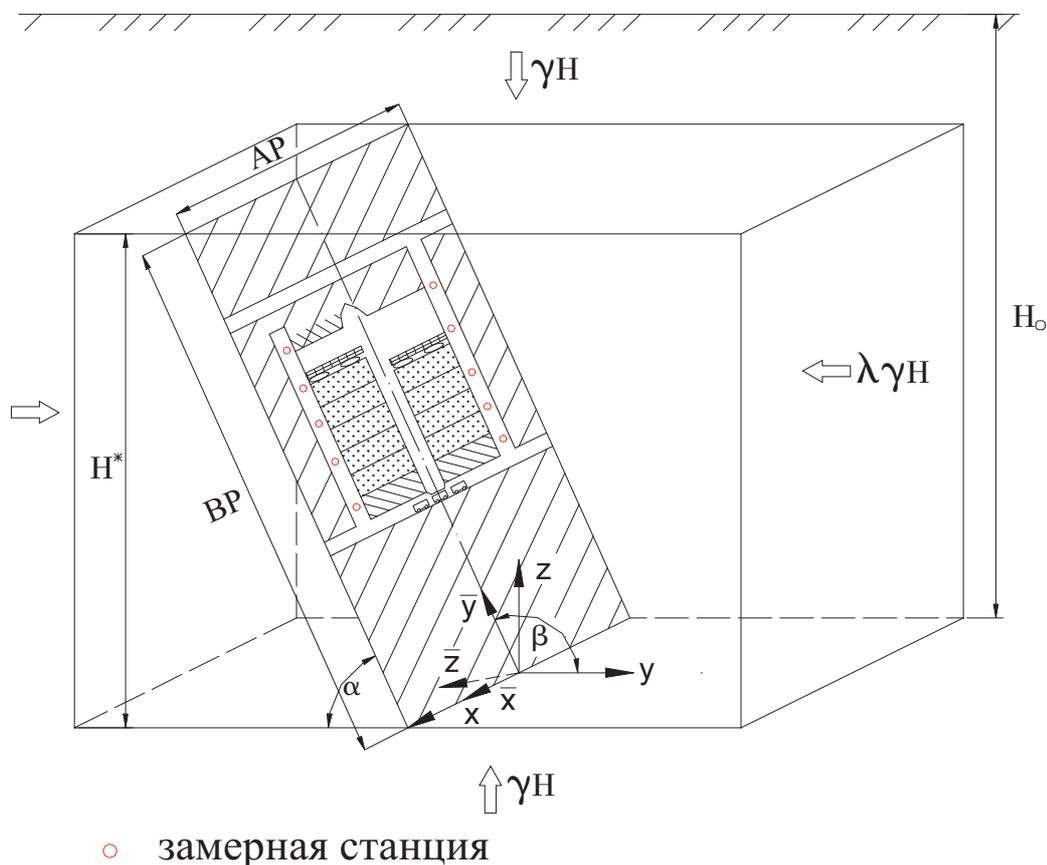


Рис. 2.6. Расчетная схема к обоснованию устойчивости призабойного пространства

Математическая задача поведения массива решается методом граничных элементов в терминах разрывных смещений с использованием концепции пластовых элементов [80]. В качестве базового служит решение, полученное Ронгведом [81].

Мощность жилы является малой величиной по сравнению с прочими размерами исследуемой области (см. рис. 2.6.), поэтому в математическом смысле ее можно представить плоскостью, наклоненной под углом α к горизонтальной. Ее часть, имеющая размеры AP по простиранию и BP по падению, покрывается сеткой прямоугольных элементов.

Разрывы смещений

$$D_i = U_i(\bar{x}, \bar{y}, 0_-) - U_i(\bar{x}, \bar{y}, 0_+), i = (\bar{x}, \bar{y}, \bar{z}) \quad (2.1)$$

считаются постоянными в пределах каждого элемента.

Граничные условия, записанные в узлах, образуют систему $3N$ линейных уравнений, где N – количество элементов, решив которую можно вычислить с помощью соотношений базового решения напряжения и смещения в граничных элементах, а также в любой точке исследуемой области.

В расчетную схему входят элементы нескольких типов. Те из них, которые принадлежат отработанной части жилы, являются свободными от напряжений. В элементах, принадлежащих нетронутому массиву или забутованной части выработанного пространства, напряжения задаются пропорциональными соответствующим разрывам смещений и зависящими от жесткости породы или забутовки.

Обычно в геомеханических задачах начальное напряженное состояние создается трехосным сжатием с компонентами:

$$(G_{xx})_0 = (G_{yy})_0 = -\lambda\gamma H, (G_{zz})_0 = -\lambda H, \quad (2.2)$$

где $\lambda = \frac{\nu}{1-\nu}$, ν – коэффициент Пуассона; γ – объемный вес пород; H – глубина разработки. Однако при рассмотрении крутопадающих жил величина H существенно различается на верхней (висячий бок) и нижней (лежащий бок) границах исследуемой области. Поэтому в данной задаче величина H представлялась в виде функции $H=H(z)$. Ее максимальное значение H_0 (H_0 – глубина разработки), а минимальное $H_0 - H^*$, где $H^* = BP \sin \alpha$.

Таким образом, начальные напряжения задаются для каждого граничного элемента соотношениями:

$$\begin{aligned} (G_{xx})_0 &= (G_{yy})_0 = -\lambda\gamma H(z), \\ (G_{zz})_0 &= -\lambda H(z), \\ H(z) &= H_0 - z \cdot \sin \alpha. \end{aligned} \quad (2.3)$$

Система координат $0 \bar{x} \bar{y} \bar{z}$, связанная с жилой, получается из системы $0 x y z$, связанной с породным массивом, путем поворота на угол β вокруг оси ox (рис. 2.6). Поэтому для векторов перемещений применяются обычные формулы преобразования:

$$\begin{aligned} U_x &= U_{\bar{x}}, \\ U_y &= U_{\bar{z}} \sin \beta + U_{\bar{y}} \cos \beta, \\ U_z &= U_{\bar{z}} \cos \beta - U_{\bar{y}} \sin \beta. \end{aligned} \quad (2.4)$$

Для преобразования компонент тензора напряжений имеем общие формулы пространственной теории упругости:

$$\begin{aligned}
G_{xx} &= l_1^2 G_{\bar{x}\bar{x}} + m_1^2 G_{\bar{y}\bar{y}} + n_1^2 G_{\bar{z}\bar{z}} + 2(m_1 l_1 G_{\bar{x}\bar{y}} + m_1 n_1 G_{\bar{y}\bar{z}} + n_1 l_1 G_{\bar{z}\bar{x}}), \\
G_{yy} &= l_2^2 G_{\bar{x}\bar{x}} + m_2^2 G_{\bar{y}\bar{y}} + n_2^2 G_{\bar{z}\bar{z}} + 2(m_2 l_2 G_{\bar{x}\bar{y}} + m_2 n_2 G_{\bar{y}\bar{z}} + n_2 l_2 G_{\bar{z}\bar{x}}), \\
G_{zz} &= l_3^2 G_{\bar{x}\bar{x}} + m_3^2 G_{\bar{y}\bar{y}} + n_3^2 G_{\bar{z}\bar{z}} + 2(m_3 l_3 G_{\bar{x}\bar{y}} + m_3 n_3 G_{\bar{y}\bar{z}} + n_3 l_3 G_{\bar{z}\bar{x}}), \\
G_{xy} &= l_1 l_2 G_{\bar{x}\bar{x}} + m_1 m_2 G_{\bar{y}\bar{y}} + n_1 n_2 G_{\bar{z}\bar{z}} + (l_1 m_2 + l_2 m_1) \times \\
&\quad \times G_{\bar{x}\bar{y}} + (m_1 n_2 + m_2 n_1) G_{\bar{y}\bar{z}} + (n_1 l_2 + n_2 l_1) G_{\bar{z}\bar{x}}, \\
G_{zy} &= l_2 l_3 G_{\bar{x}\bar{x}} + m_2 m_3 G_{\bar{y}\bar{y}} + n_2 n_3 G_{\bar{z}\bar{z}} + (l_2 m_3 + l_3 m_2) \times \\
&\quad \times G_{\bar{x}\bar{y}} + (m_2 n_3 + m_3 n_2) G_{\bar{y}\bar{z}} + (n_2 l_3 + n_3 l_2) G_{\bar{z}\bar{x}}, \\
G_{zx} &= l_1 l_3 G_{\bar{x}\bar{x}} + m_1 m_3 G_{\bar{y}\bar{y}} + n_1 n_3 G_{\bar{z}\bar{z}} + (l_1 m_3 + l_3 m_1) \times \\
&\quad \times G_{\bar{x}\bar{y}} + (m_1 n_3 + m_3 n_1) G_{\bar{y}\bar{z}} + (n_1 l_3 + n_3 l_1) G_{\bar{z}\bar{x}}.
\end{aligned} \tag{2.5}$$

В нашем случае значения направляющих косинусов будут следующими:

$$\begin{array}{lll}
l_1=1 & l_2=0 & l_3=0 \\
m_1=0 & m_2=\cos\beta & m_3=-\sin\beta \\
n_1=0 & n_2=\sin\beta & n_3=\cos\beta
\end{array}$$

Подставляя значения направляющих косинусов в соотношения (2.5), получим:

$$\begin{aligned}
G_{xx} &= G_{\bar{x}\bar{x}}, \quad G_{yy} = G_{\bar{y}\bar{y}} \cos^2 \beta + G_{\bar{z}\bar{z}} \sin^2 \beta - \sin 2\beta G_{\bar{y}\bar{z}}, \\
G_{zz} &= G_{\bar{y}\bar{y}} \sin^2 \beta + G_{\bar{z}\bar{z}} \cos^2 \beta + \sin 2\beta G_{\bar{y}\bar{z}}, \\
G_{xy} &= G_{\bar{x}\bar{y}} \cos \beta - G_{\bar{z}\bar{x}} \sin \beta, \\
G_{zx} &= G_{\bar{x}\bar{y}} \sin \beta + G_{\bar{z}\bar{x}} \cos \beta, \\
G_{zy} &= (G_{\bar{y}\bar{y}} - G_{\bar{z}\bar{z}}) \sin \beta \cos \beta + \cos 2\beta G_{\bar{y}\bar{z}}.
\end{aligned} \tag{2.6}$$

Таким образом, задача решается в плоскости жилы, а напряжения по площадкам, связанным с породным массивом, определяются по формулам (2.6).

Для вычисления напряжений и смещений вблизи крутопадающей жилы разработана программа на языке FORTRAN, функционирующая под управлением ДОС ЕС. Блок-схема программы представлена на рис. 2.7. Ниже приведено описание данных.

Входные данные:

E1, E2 – модули упругости вмещающей породы и закладки;

PR1, PR2 – коэффициенты Пуассона вмещающей породы и закладки;

Но – глубина разработки;

α – угол наклона жилы;

AP, BP – размеры рассматриваемой области соответственно по простиранию и по падению;

M, N – количество элементов по простиранию и по падению;

PXX, PYY, PZZ – начальные напряжения;

KOD (i j) – массив кодов граничных элементов:

1 – элемент, принадлежащий вынутаю части жилы;

2 – элемент нетронутого массива;

3 – элемент, на который задаются условия жесткого закрепления;

4 – элемент закладки.

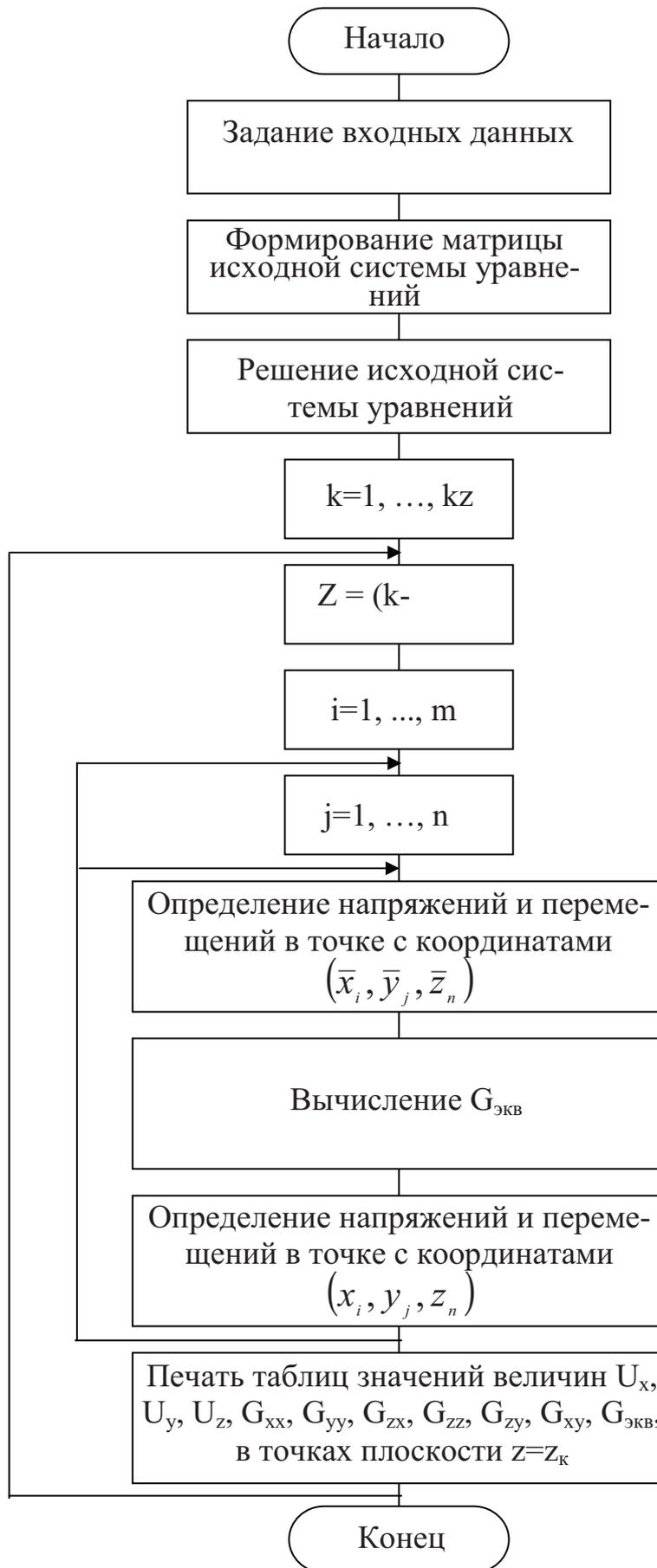


Рис. 2.7. Блок-схема программы вычислений напряжений и смещений в массиве вмещающих пород в призабойной зоне крутопадающей жилы

Выходные данные:

SIGXX, SIGYY, SIGZZ, SIGXY, SIGZX, SIGZY – компоненты тензора напряжений в системе координат $0\bar{x}\bar{y}\bar{z}$;

SIGXX1, SIGYY1, SIGZZ1, SIGXY1, SIGZX1, SIGZY1 – компоненты тензора напряжений в системе координат $oxyz$;

SIGEKV – эквивалентное напряжение;

UX, UY, UZ и UX1, UY1, UZ1 – компоненты вектора смещений в системах координат $0\bar{x}\bar{y}\bar{z}$ и $oxyz$ соответственно.

По результатам исследований установлено, что призабойное пространство крутопадающей жилы сохраняет длительную устойчивость (сближения боковых пород лежачего и висячего боков 2-3 мм/мес), которая не влияет на темпы ведения очистных работ. Из вышеизложенного следует, что закладочный массив при отработке в очистном блоке тонких золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита играет роль поверхности для размещения отбитой горной массы и перемещения погрузочно-доставочной машины.

2.5. Методика проведения шахтных исследований гипсометрических поверхностей боков выработок после буровзрывной отбойки руды

Предварительными исследованиями установлено, что при разработке тонкожилых золоторудных месторождений Украины следует ориентироваться на системы разработки с закладкой выработанного пространства и магазинированием руды.

Традиционно применяемые на тонкожилых месторождениях системы разработки с магазинированием руды и с закладкой выработанного пространства не предусматривают выполнения специальных исследований гипсометрии поверхностей призабойного пространства, образованных в процессе взрывной отбойки руды. Обусловлено это отсутствием практической необходимости, поскольку работы по оформлению узких забоев (бурение шпуров) при данных системах разработки выполняются ручными перфораторами без применения каких-либо подвижных средств механизации, применение которых определяется вынимаемой мощностью. Исключение составляют исследования взаимодействия механизированных крепей с боковыми породами, при которых определялись площади контактирования перекрытий крепи, в условиях взрывной отбойки руды. В работах [82, 83] установлено, что при взрывном способе отбойки руды образуемые поверхности боков очистной выработки более чем на порядок превышают показатели шероховатости почвы и кровли угольных пластов.

На рис. 2.8 приведены типичный участок направления жилы по падению, полученный в результате маркшейдерской съемки, при проведении восстающих, и изменение динамической оси призабойного пространства в характерных сечениях блока I-I, II-II, III-III (рис. 2.8, б).

Следует отметить, что с учетом вышеизложенного ценность задач исследования неровности боков очистной выработки становится особо актуальной. С одной стороны, это необходимо при обосновании параметров проектируемых

погрузочных машин, которые в условиях непрерывного изменения гипсометрии боков очистного пространства должны быть высоко адаптивными и иметь параметры, регулируемые в зависимости от сложности гипсометрии. С другой стороны, при обосновании потерь необходимо учитывать часть руды, которая остается во впадинах при ее магазинировании и выпуске.

Подобные исследования до настоящего времени не выполнялись, поэтому потребовалось разработать классификацию сложности боковых поверхностей очистной выработки в зависимости от величин амплитуды выступов и впадин и характера их распространения как по простиранию, так и по падению рудного тела.

В основу формирования классификационных признаков были положены известные в горной геометрии и картографии графоаналитические приемы анализа исследуемых поверхностей [77, 84], которые были усовершенствованы нами применительно к конкретным условиям залегания тонких крутопадающих рудных тел. Сущность этих приемов заключается в построении по картам разрезов, профилей и диаграмм, наглядно дающих двух- или трехмерное изображение изучаемых показателей.

Следует отметить, что исследованиям профилей боков очистного пространства при разработке тонких крутопадающих жил ранее не уделялось должного внимания. Обусловлено это было тем, что предприятиями отрасли первоначально обрабатывались легкодоступные участки месторождений с устойчивыми боковыми породами и богатым содержанием полезных компонентов.

С понижением глубины разработки значительно усложняются условия залегания крутопадающих рудных тел. Для отработки запасов вовлекаются участки месторождений с боковыми породами средней устойчивости и ниже, а также с содержанием полезных компонентов, требующим проведения мероприятий по повышению качества добываемой горной массы (снижение разубоживания руды, отдельная выемка и др.).

Для разработки таких мероприятий впервые потребовались сведения о характере влияния буровзрывных работ на состояние породного массива (трещиноватость боковых пород, устойчивость и шероховатость).

Анализ изученности данного направления показал, что несмотря на то, что процесс воздействия взрыва на породный массив является составной частью традиционной технологии добычи руды, все исследования выполнялись с позиции обоснования рациональных параметров БВР по отделению руды от массива.

В этой связи нами применительно к жильным месторождениям были усовершенствованы, разработанные ВНИМИ приемы определения гипсометрических поверхностей кровли и почвы угольных пластов и фотопланиметрический метод анализа гранулометрического состава горной массы [85, 86]. Шахтными исследованиями с помощью фотопланиметрического метода и масштабной рамки получены фотопланограммы [87] гипсометрических поверхностей боков выработок после буровзрывной отбойки руды и экспериментальные данные (амплитуды между отметками горизонталей, проведенных на уровне выступов и впадин боковых поверхностей).

Рис. 2.8.

Используя методы статистической обработки экспериментальных данных и результаты сравнительной оценки их с соответствующими теоретическими показателями, строятся гипсометрические планы боковых поверхностей (рис. 2.9), плотность изолиний которых соответствует принятым параметрам БВР при мелкошпуровой отбойке руды. Анализируя гипсометрические планы, полученные на Запорожском железорудном комбинате (ЗЖРК) и на рудниках объединения «Забайкалзолото» и Хрустальненского ГОКа (Россия) [1], установлено, что при обычных способах ведения буровзрывных работ амплитуда между отметками горизонталей, проведенных на уровне выступов и впадин боковых поверхностей вынимаемых рудных тел, составляет 0,3-0,4 м, а в отдельных случаях достигает 0,5-0,55 м.

При направленном бурении оконтуривающих шпуров расстояние между горизонталями, проведенными между крайними отметками выступов и впадин, составляет порядка 0,2-0,25 м на длине участка равной 2,0 м по падению и 3,5 м – по простиранию. Параметры исследуемых участков обоснованы: по падению – традиционно применяемой длиной шпуров при мелкошпуровой отбойке тонких крутопадающих жил; по простиранию – длиной погрузочно-доставочной машина Ст 500HE Microscoop, которая наиболее приемлема для условий разработки золоторудных месторождений Украины.

Достаточный уровень (85%) согласованности и сходимости полученных результатов подтверждает обоснованность и достоверность выполненных исследований.

Установлено, также, что конфигурация выступов и впадин во многом зависит от параметров технологии буровзрывной выемки и физико-механических характеристик взрываеваемого массива горных пород.

Анализ полученных гипсометрических планов боковых поверхностей выработок ЗЖРК и рудников Забайкалья позволил констатировать, что изменения их профилей имеют стохастический характер. Установлено также, что в формировании рельефа боков очистной выработки участвуют как горно-геологические, так и технологические факторы. К основным горно-геологическим факторам следует отнести физико-механические свойства боковых пород и степень их трещиноватости. К технологическим, прежде всего, относятся факторы, отображающие специфику мелкошпуровой отбойки тонких крутопадающих жил, а именно: диаметр и длина шпура; тип, удельный расход и концентрация взрывчатых веществ (ВВ) в шпурах; схема расположения шпуров на забое, способ их взрывания и др.

Установлено, также, что амплитуда выступов и впадин лежачего и висячего боков жилы определяет не только условия взаимодействия погрузочно-доставочных машин, но и существенно влияет на потери руды при ее выпуске из блоков.

С позиции взаимодействия с боковыми породами горных машин, работающих в узком призабойном пространстве блока с изменчивой гипсометрией, наибольший интерес представляют профили и разрезы висячего и лежачего боков очистной выработки, повторяющие морфологию залегания рудных тел по простиранию (рис. 2.10).

Рис. 2.9

С позиции определения потерь руды и характера ее зависаний при выпуске из блока особый интерес представляют профили и разрезы висячего и лежачего боков очистной выработки по падению рудного тела, а также амплитуда неровностей (выступов и впадин) лежачего и висячего боков жилы (рис. 2.11).

Ввиду отсутствия отечественного опыта разработки тонких крутопадающих жил, результаты этих исследований использованы нами при установлении технологичности традиционно применяемых систем разработки в горно-геологических условиях золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита.

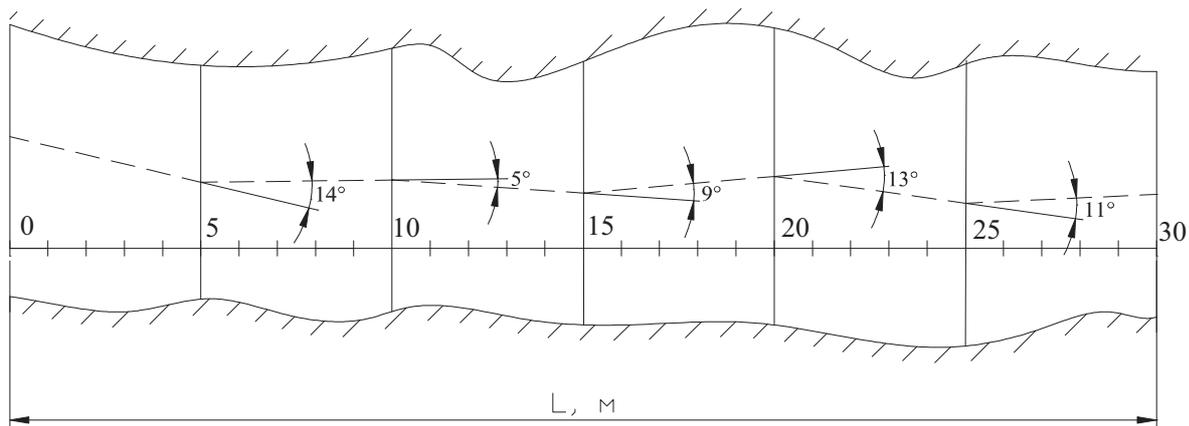


Рис. 2.10. Характер изменения направления очистной выработки по простиранию после мелкошпуровой отбойки крутопадающих рудных тел: L – длина исследуемого участка очистной выработки, м; — — — — динамическая ось очистной выработки по простиранию; α^0 – изменение направления динамической оси выработки, град.

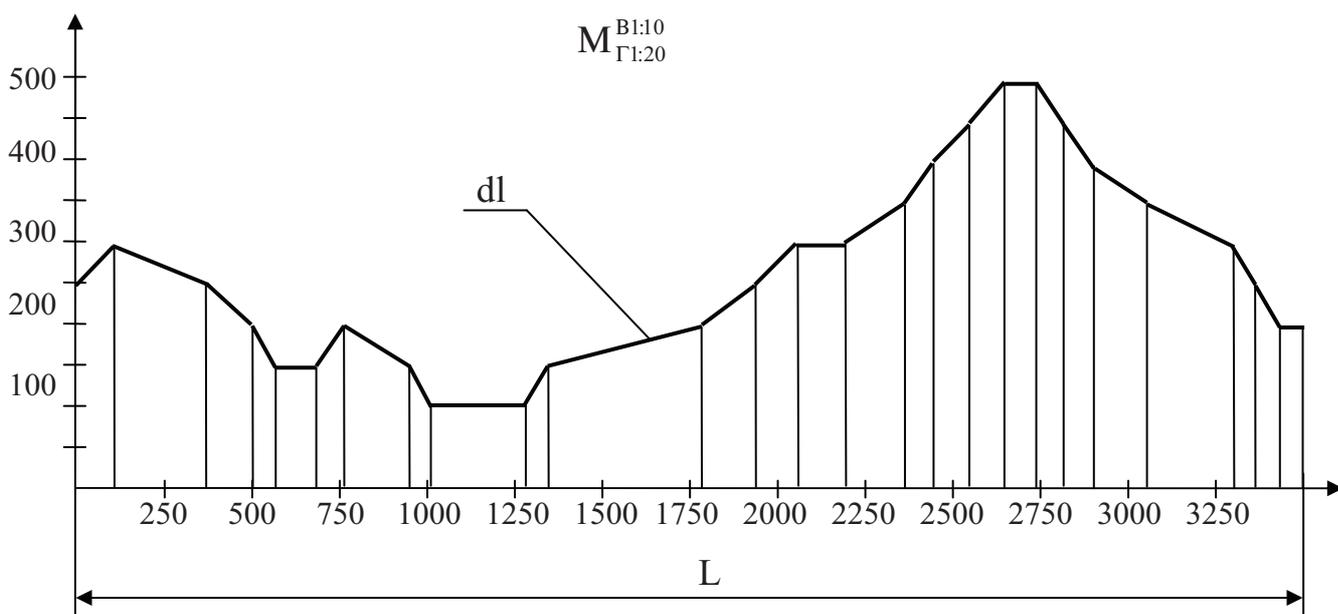


Рис. 2.11. Фрагмент профиля боковых поверхностей блока по линии I-I (рис. 2.9)

Учитывая, что при добыче золота Украины к разработке будут привлекаться жилы с пониженным содержанием полезных компонентов, особое внимание следует также обращать на мероприятия по снижению вторичного разубоживания и потерь отбитой руды.

Известно, что при выемке жил горизонтальными слоями по восстанию в боковых породах средней устойчивости снижение качества отбитой руды только за счет нарушения паспортов буровзрывных работ составляет 7-12% [1].

Натурными исследованиями, выполненными нами в выработках ЗЖРК, выявлены механизм и зоны активного разрушения при прохождении волн напряжения в массиве в процессе мелкошпуровой отбойки руды, что позволило прогнозировать возможное поведение пород при выемке рудных тел горизонтальными слоями по восстанию.

Жилы, как правило, залегают в минерализованных породах, пронизанных сетью прожилков. Вследствие этого массив, представленный крепкими горными породами, в зоне оруденения фактически не является сплошной средой. Поэтому при прохождении волн напряжений от взрыва шпуровых зарядов ВВ в массиве образуются трещины и происходит разрыв его сплошности по прожилкам. Глубина трещин, распространяющихся за пределы зон оруденения, достигает 1,0 м. При повторных прохождении волн напряжения в массиве происходит раскрытие трещин и образование отдельностей – взаимозащемленных блоков пространственной формы. При потере контакта между защемленными блоками, а также при внешнем воздействии на массив происходит отслоение пород от него в виде плит, блоков толщиной от 0,1 до 0,6 м на площади от 0,5 до 12,0 м², что при выпуске руды приводит к вторичному ее разубоживанию за счет перемешивания с обрушенными породами.

Отсутствие исследований влияния неровности боковых пород на потери руды в процессе выпуска ее из блоков обусловило необходимость проведения физического моделирования, основанного на методе эквивалентных материалов.

2.6. Физическое моделирование выпуска руды в блоках при мелкошпуровой отбойке тонких крутопадающих жил системой разработки с магазинированием

2.6.1. Теоретические основы моделирования методом эквивалентных материалов

Одним из методов исследования сложноструктурных объектов является моделирование в лабораторных условиях различных физических процессов. Методы моделирования достаточно широко используются во многих отраслях науки и техники.

Цель моделирования заключается в воспроизведении и изучении на модели физического процесса, подобного происходящему в натуральных условиях. Метод моделирования позволяет на уменьшенных или увеличенных по отношению к действительности моделях проводить детальные качественные и количественные исследования изучаемого процесса.

В исследованиях процессов очистной выемки, как правило, применяют моделирование второго рода, т.е. с уменьшением абсолютных размеров объектов. Натурные исследования отличаются значительной трудоемкостью, высокой стоимостью, требуют довольно длительного периода времени. Кроме того, в натуральных условиях обычно весьма ограничены возможности варьирования параметрами системы, технологией и последовательностью ведения горных работ, тогда как при моделировании можно проследить влияние основных параметров в самых широких пределах.

Следует отметить, что при разработке месторождений буровзрывным способом возникают сложные физические процессы, геомеханика которых описана недостаточно полно. Некоторые физические процессы имеют приближенные решения, которые затрудняют принятие технических решений. В особой степени это относится к выемке тонких крутопадающих жил, при обосновании показателя полноты извлечения драгоценных руд из недр, который является основой эффективности ресурсосберегающей технологии. Уровень полноты использования недр оценивается: показателями потерь и разубоживания руды, коэффициентом ее извлечения и др. Аналитические выражения этих показателей общеизвестны и приводятся в существующих нормативных документах [88].

В основу моделирования выпуска руды были положены результаты исследований формы тела выпуска, которые проводились Г.М. Малаховым, Н.Г. Дубыниным, В.В. Куликовым, С.М. Деминим и др. [89-92]. Они считают, что тело выпуска над выпускным отверстием имеет форму эллипсоида вращения. Все частицы, расположенные на поверхности каждого из эллипсоидов, приходят к выпускному отверстию одновременно. Для конкретных вариантов систем разработки ими предложены рациональные схемы и параметры рудоспусков, установлена предельная проходимость. В настоящее время величина проходимости принимается в пределах 3-5.

Сущность моделирования методом эквивалентных материалов [93] заключается в замене естественных горных пород природы такими искусственными материалами в модели, основные показатели физико-механических свойств которых удовлетворяют требованиям общих положений теории механического подобия и обеспечивают достижение близкой аналогии в проявлениях деформаций, разрушений и смещений пород, а также выпуска руды, происходящих в природе и в модели под воздействием сил тяжести самих материалов, слагающих модель.

Метод эквивалентных материалов основан на теории механического подобия Ньютона, который предполагает геометрическое, кинематическое и динамическое подобие.

Геометрическое подобие обеспечивается в том случае, если все линейные размеры модели будут уменьшены в определенное постоянное число раз по сравнению с той областью природы, в которой изучается данное явление:

$$\frac{l'_n}{l'_m} = \frac{l''_n}{l''_m} = \dots = \frac{l^i_n}{l^i_m} = C_l, \quad (2.7)$$

где l'_n , l'_m – соответственно линейные размеры модели и области в природе.

Кинематическое подобие будет обеспечено в том случае, если сходные частицы, двигаясь по геометрически подобным траекториям, проходят геометрически подобные пути в промежутки времени, отличающиеся постоянным множителем:

$$\frac{\tau'_H}{\tau'_M} = \frac{\tau''_H}{\tau''_M} = \dots = \frac{\tau^i_H}{\tau^i_M} = C_\tau, \quad (2.8)$$

где τ'_H , τ'_M – соответственно промежуток времени в натуре и модели.

Динамическое подобие имеет место в том случае, если массы двух сходных частиц (соответственным образом расположенных в пространстве и времени) отличаются друг от друга в одно и то же число раз:

$$\frac{m'_H}{m'_M} = \frac{m''_H}{m''_M} = \dots = \frac{m^i_H}{m^i_M} = C_m, \quad (2.9)$$

где m'_H , m'_M – соответственно масса частицы в натуре и модели.

2.6.2. Выбор, методика приготовления и определение физико-механических свойств эквивалентного материала

Выбор эквивалентного материала является одним из основных вопросов при решении конкретной задачи методом моделирования. Широкий диапазон физико-механических свойств горных пород весьма трудно воспроизвести на каком-либо одном типе эквивалентных материалов.

Поэтому подбор и испытания эквивалентных материалов для изготовления моделей были направлены в сторону изыскания удобообрабатываемых смесей, которые не обладали бы длительными сроками схватывания и твердения, а по своим физико-механическим свойствам обеспечивали подобие с кварцевыми жилами. При этом безразмерные константы – коэффициент Пуассона и угол трения – численно совпадали бы в эквивалентном материале и натуральных горных породах.

Помимо этого, принятый к испытанию конкретный эквивалентный материал должен, прежде всего, соответствовать общим требованиям:

- количественного подобия физико-механических характеристик материалов модели и природы;
- качественного соответствия характера деформирования и разрушения материалов модели и природы;
- технологического характера, обуславливающего возможность быстрого и качественного изготовления эквивалентных материалов;
- структурной прочностной и деформационной однородности эквивалентных материалов по всему объему модели;
- стабильности, т.е. неизменности во времени свойств готового материала и их независимости от условий окружающей среды;
- компоненты эквивалентных материалов должны быть доступными и недорогими.

Характер и состав материалов, эквивалентных горным породам, подбирают исходя из условий динамического подобия. Исходными материалами для моделирования могут служить кварцевый или речной песок, молотая слюда (мика), тальк, мел, глина и др. Кроме того, в некоторых случаях применяются дробь, чугунная стружка, резиновая крошка, древесные опилки. В качестве вяжущих веществ в основном используются гипс, цемент, силикатный клей, парафин, канифоль, технический вазелин.

Песок должен быть чистым, без глинистых включений, с размерами зерен от 0,20 до 0,10 мм для мелкомасштабных моделей и от 0,85 до 0,30 мм для крупномасштабных моделей. Парафин может употребляться технический с температурой плавления 42-54°C.

Подбор состава эквивалентного материала производился по основным физико-механическим параметрам с целью воспроизводства свойства горных пород Украинского кристаллического щита.

Приготовление эквивалентного материала выполнялось следующим образом.

Речной кварцевый песок тщательно просеивается и промывается для ликвидации посторонних примесей. Затем он рассыпается тонким слоем (1-2 см) на металлическом листе и в условиях лаборатории производится его сушка в течение 5 дней. Каждые сутки песок несколько раз перемешивают с целью равномерного просыхания.

Сухой песок смешивают с соответствующим количеством молотого гранита, измельченной чугунной стружкой и мелконатертым парафином. Полученную смесь тщательно перемешивают, укладывают в металлическую емкость с плотной крышкой и помещают в водяную баню, где смесь прогревается в течение 2-3 часов. За это время ее следует 3-5 раз дополнительно перемешать с целью равномерного прогрева.

При подборе материалов-эквивалентов в качестве определяющих характеристик прочности используем совокупность значений временного сопротивления пород на сжатие $R_{сж}$ и растяжение R_p . Для соблюдения условий подобия выполняем следующие равенства:

$$\left. \begin{aligned} R_{сж.м} &= \frac{l_m}{l_n} \frac{\gamma_m}{\gamma_n} R_{сж.н}; \\ R_{p.м} &= \frac{l_m}{l_n} \frac{\gamma_m}{\gamma_n} R_{p.н}. \end{aligned} \right\} \quad (2.10)$$

где γ_n, γ_m – объемный вес материала природы и модели.

Для соблюдения подобия процессов упругих деформаций выполняем следующие равенства:

$$\left. \begin{aligned} E_m &= \frac{\gamma_m}{\gamma_n} \frac{l_m}{l_n} E_n; \\ \mu_m &= \mu_n, \end{aligned} \right\} \quad (2.11)$$

где E – модуль упругости; μ – коэффициент Пуассона.

Для соблюдения подобия процессов пластических деформаций во всем диапазоне напряжений от начальных до разрушающих, без учета влияния времени, выполняем следующее условие:

$$\frac{\varepsilon_{n,m}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_m} = \frac{\varepsilon_{n,n}}{(\varepsilon_y + \varepsilon_n)_n}. \quad (2.12)$$

При этом

$$(\varepsilon_y + \varepsilon_n) = f(\sigma),$$

$$C_\tau = \frac{\tau_n}{\tau_m} = \frac{\eta_n}{\eta_m} \cdot \frac{l_m}{l_n} \cdot \frac{\gamma_m}{\gamma_n},$$

где ε_n и ε_y – соответственно пластическая и упругая относительные деформации; η – коэффициент вязкости материала.

Выбор и определение масштабов моделирования произведены в соответствии с Пи-теоремой. Из рассмотренных выше зависимостей три величины – длина l , ускорение силы тяжести g и объемный вес γ имеют независимые размерности. Тогда заданными исходными масштабами будут:

– линейный масштаб модели:

$$C_l = \frac{l_n}{l_m} = \frac{20}{1};$$

– масштаб ускорения:

$$C_g = 1;$$

– масштаб объемных весов:

$$C_\gamma = \frac{\gamma_n}{\gamma_m} = 1,67;$$

– масштаб сил:

$$C_p = C_\gamma \cdot C_l^3 = 1,3 \cdot 10^4;$$

– масштаб времени:

$$C_\tau = \sqrt{C_l} = 4,5.$$

В ходе исследований было испытано пять различных составов эквивалентного материала. Для каждого состава было проведено шесть серий испытаний. В результате определены два состава, которые по своим физико-механическим параметрам наиболее полно воспроизводят свойства кварцевых жил. В дальнейших лабораторных исследованиях будут применяться следующие смеси: состав № 1 (кварцевый песок – 80%, парафин – 15%, молотый гранит – 5%) соответствует песчанику кварцевому мелкозернистому, состав № 2 (кварцевый песок – 65%, парафин – 20%, молотый гранит – 10%, чугунная стружка 5%) – кварциту.

Следует отметить, что физическому моделированию на эквивалентных материалах предшествовали экспериментальные исследования особенностей деформирования вмещающих пород ЗЖРК.

Отбор проб боковых пород и жильного материала осуществлялся в заезде на обгонную выработку горизонта 740 м шахты «Проходческая» ЗЖРК. Были взяты бороздовые пробы длиной один метр в висячем, лежащем боку и по самой

жиле из боковой стенки выработки для определения содержания металла. Аналитическими методами было установлено фоновое содержание золота в боковых породах лежачего и висячего боков кварцевой жилы. Пробирным анализом отдельных проб, взятых непосредственно по кварцевой жиле, установлено содержание золота ниже промышленного, но представляющее интерес с позиции попутной добычи. Кроме того, отобраны монолитные куски пород, которые затем парафинировались. Из них вырезались образцы правильной формы (кубики). Длина ребра составляла 40 мм. Эти образцы исследовались в ИГТМ НАН Украины в соответствии с методикой ВНИМИ [94] для определения модуля упругости, коэффициента Пуассона, плотности, пористости, предела прочности на сжатие. Испытания образцов производились на 500-тонном прессе ПСУ-500, для увеличения жесткости которого применены два гидравлических домкрата, установленных параллельно исследуемому образцу, между верхней и нижней опорными плитами. Домкраты подключены к автономной насосной станции НСВД-2500.

Регистрирующая аппаратура рассчитана для измерения нагрузок на образце до 500 кН в трех диапазонах (50, 100, 500 кН) и перемещений до 3 мм. Измерительный комплекс состоит из силоизмерителя и 8 датчиков (по 4 на продольное и поперечное перемещения). Взаимное влияние датчиков исключено. Силоизмеритель находится в центре опорной плиты пресса и проходит сквозь центральное отверстие установленной плиты. Информация о действующей нагрузке снимается с внешней цилиндрической поверхности силоизмерителя, на которой наклеены тензодатчики, соединенные по мостовой схеме. Кондуктор установлен на верхней плоскости силоизмерителя, центрируется с ним и удерживает датчики продольных и поперечных деформаций.

Методика испытаний образцов пород на прессе включает следующие этапы. Вначале устанавливается образец и обеспечивается касание граней образца с датчиками. Зафиксированное стопорными винтами положение датчиков служит началом отсчета деформаций образца. Раму пресса нагружают гидравлическими домкратами до усилий 500-1000 кН, а затем отключают насосную станцию, питающую домкраты. Дальнейшее нагружение испытуемого образца производят силовой установкой пресса. В момент частичного разрушения образца освобожденная упругая энергия, накопленная машиной, воспринимается гидродомкратами и образец разрушается постепенно. Такая схема позволяет устранить пульсацию нагрузки. Регистрация нагрузки на образец и соответствующей ей продольной и поперечной деформаций осуществляется системой, которая включает датчики, коммутатор, блок уравнивания мостов, контроля и регулировки питания, двух координатных самопишущих потенциометров ПДС-021М.

При испытаниях образцов до предела прочности нагружение производилось равномерно со скоростью 1-5 мПа/с. В процессе испытаний для определения значений деформационных характеристик горных пород по мере перехода их от ненарушенного к связно нарушенному и нарушенному состояниям не менее трех раз производилась частичная или полная разгрузка образцов от действия осевого усилия [95].

Полученные для серии образцов одной пробы значения нагрузки и перемещений подвергались статистической обработке. В качестве искомого значения параметра испытания принималось среднее арифметическое значений, полученных для каждого образца одной пробы:

$$\bar{x} = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N x_i,$$

где N – количество испытаний; x_i – значение параметра для i -го испытания.

Коэффициент вариаций рассчитывался по формуле:

$$V = \frac{S}{\bar{X}} \cdot 100\%,$$

где S – среднеквадратическое отклонение

$$S = \sqrt{\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N (x_i - \bar{x}_i)^2}.$$

Результаты испытаний вмещающих пород ЗЖРК и составов эквивалентных материалов приведены в табл. 2.4. Графики деформирования эквивалентного материала изображены на рис. 2.12.

Таблица 2.4

Результаты исследований физико-механических свойств пород ЗЖРК в районе обнаружения золоторудной минерализации и эквивалентного материала

Характеристика материала	Натуры		Модели	
	Песчаник кварцевый	Кварцит	Состав № 1	Состав № 2
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	80	120	2,4	3,6
Модуль упругости $E_g \cdot 10^{-5}$, Мпа	8,55	8,61	0,256	0,258
Коэффициент вариации E_g , V , %	6,8	10,2	7,5	9,4
Объемный вес γ , т/м ³	2,7	2,8	1,62	1,68
Коэффициент вариации γV , %	0,45	2,79	1,38	2,53
Коэффициент Пуассона	0,13	0,09	0,13	0,09

2.6.3. Исследование процесса выпуска руды в блоках системой разработки с магазинированием

Так как модель должна воспроизводить изучаемые явления с сохранением физической природы и геометрического подобия, а отличаться от оригинала (натуры) лишь размерами одноименных параметров и скоростью протекания исследуемых процессов, то для моделирования был принят классический вариант системы с магазинированием руды, традиционно применяемый на предприятиях отрасли.

В настоящее время система разработки тонкожилых месторождений с магазинированием руды применяется в основном с частичным креплением очистного пространства. Выемка руды производится короткими камерами по восстаню. Блок по простиранию разделяют на две-три камеры, которые разрабатываются по отдельности. Длина камер от 15 до 25 м. Перед началом очистных работ в блоке производится выемка подсечного слоя и оформление днища бло-

ка. После отбойки двух-трех слоев руда грузится с почвы штрека погрузочной машиной в вагонетки, а защищенная часть штрека закрепляется согласно паспорту крепления с одновременной навеской погрузочных люков и возведением надштрековых искусственных целиков. Выемка камеры осуществляется горизонтальными слоями с применением буровзрывных работ. Часть отбитой руды (до 40%) выпускается, а остальная магазинируется и служит рабочей поверхностью для осуществления операций в следующем цикле.

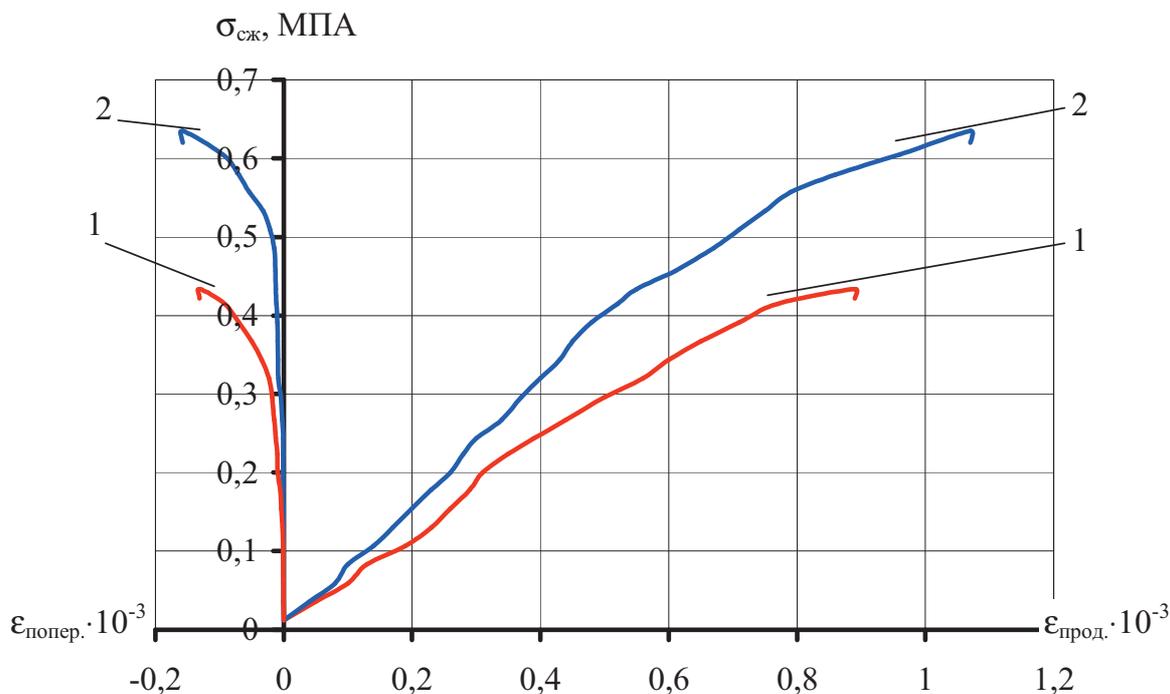


Рис. 2.12. Зависимости деформаций эквивалентного материала от напряжений при различных составах смеси: 1 – состав № 1; 2 – состав № 2

Для проведения экспериментов была изготовлена модель, отражающая в масштабе 1:20 элементы системы разработки с магазинированием руды. Особенностью данных исследований является то, что в модели элементы залегания жилы представлены лежащим боком (задняя стенка стенда) с реальной гипсометрической поверхностью после БВР. Передняя стенка стенда (висячий бок) с целью обеспечения возможности визуального установления качественной картины моделируемых процессов выполнена из листового оргстекла толщиной 20 мм с нанесенной сеткой квадратов со стороной 20 мм [96, 97].

Параметры натуре: высота этажа 25 м; длина блока 20 м; выемочная мощность 1,2 м; толщина днища 5 м; расстояние между выпускными отверстиями 5 м; диаметр отверстия 1,0 м; амплитуда между выступами и впадинами 0,2-0,25 м и 0,3-0,4 м.

Параметры модели: высота стенда 1,25 м; длина 1,0 м; ширина 0,1 м; толщина днища 0,25 м; расстояние между выпускными отверстиями 0,25 м; диаметр выпускного отверстия 0,05 м; амплитуда между выступами и впадинами 15-20 мм и 10-12,5 мм.

Моделирование процесса выпуска руды при системе с магазинированием проводилось поэтапно, количество опытов определялось в соответствии с характеристиками коэффициента Стьюдента [98].

Минимально-необходимое количество испытаний каждого варианта:

$$n = t_{\alpha}^2 \left(\frac{S}{\Delta x} \right)^2 \text{ шт.},$$

где t_{α} – коэффициент Стьюдента; Δx – доверительный интервал.

Для доверительного интервала 0,95 достаточное количество опытов каждого варианта будет равно семи.

На первом этапе с целью установления причин и характера разубоживания руды выполнялся частичный выпуск руды.

В соответствии с рекомендациями [89, 91] количество извлеченной руды до начала разубоживания вычисляется исходя из объема эллипсоида выпуска. Разубоживание начинается с того момента, когда высота эллипсоида выпуска становится больше высоты слоя руды.

На втором этапе с целью разработки рекомендаций по снижению разубоживания и потерь руды определялись величины разубоживания и потерь руды (рис. 2.13).

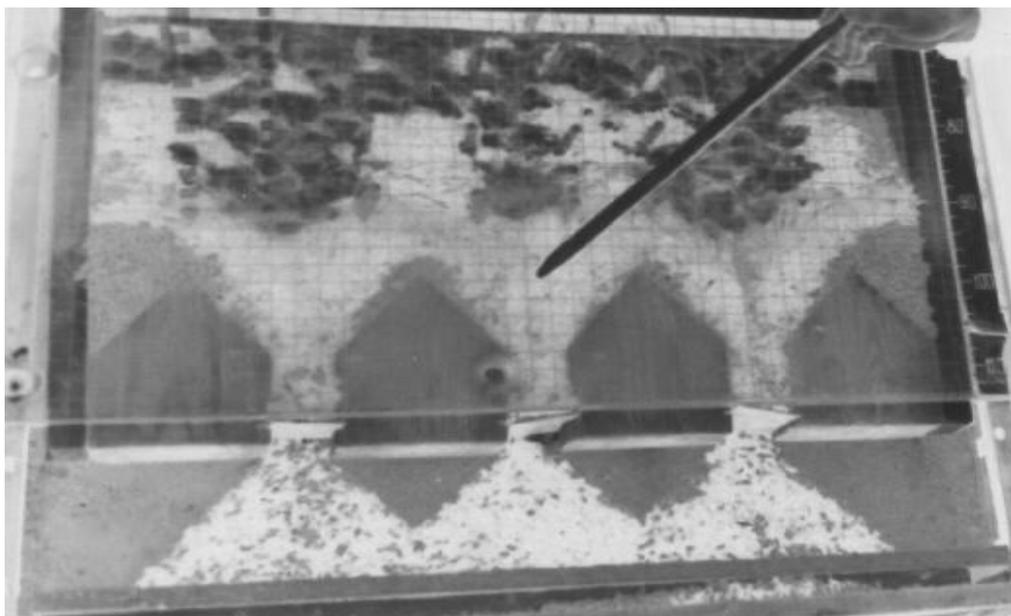


Рис. 2.13. Модель для определения величин разубоживания и потерь руды

Исследования на модели системы разработки с магазинированием руды показали, что при равномерном выпуске высота гребней руды является постоянной ($h = const$), а при поочередном $h \neq const$. С увеличением высоты слоя результаты извлечения при поочередно-последовательном выпуске значительно ухудшаются, т.к. при этом не используется преимущество взаимодействия смежных отверстий на спуск поверхности контакта. Поочередно-последовательный выпуск руды при отвесных стенках блока нерационален, так как извлечение чистой руды до начала разубоживания при таком методе выпуска меньше, а потери и засорения пустыми породами

больше. Это положение подтверждено практикой выпуска руды из обрушенных блоков в шахтных условиях. Плавное опускание поверхностей контакта и поддержание горизонтального положения являются руководящим принципом при составлении плановых выпусков руды. Величину дозы, то есть количество руды, извлекаемое из отверстия за один прием, следует принимать во всех случаях постоянной. Выбор величины дозы выпуска тесно связан с параметрами подвижного состава.

Полученные результаты моделирования значений потерь руды подвергались статистической обработке с целью установления графических и аналитических зависимостей множественной аппроксимации с помощью программы Microsoft Excel 2000.

Представим в общем случае матрицу результатов моделирования в виде:

$$\begin{pmatrix} y_1 & x_{11} & x_{12} & \dots & x_{1j} & \dots & x_{1p} \\ y_2 & x_{21} & x_{22} & \dots & x_{2j} & \dots & x_{2p} \\ y_3 & x_{31} & x_{32} & \dots & x_{3j} & \dots & x_{3p} \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot & \cdot \\ y_n & x_{n1} & x_{n2} & \dots & x_{nj} & \dots & x_{np} \end{pmatrix} \quad (2.13)$$

где n – количество опытов (расчетов); p – число факторов; x_{ij} – значения j -го фактора в i -ом опыте; y_i – значение функции отклика для i -го опыта.

Известно, что задача множественного регрессионного анализа состоит в построении такого уравнения линии в p -мерном пространстве, отклонения результатов опытов x_{ij} от которой минимальны.

Первый этап регрессионного анализа – это получение квадратичной формы, т.е. определение коэффициентов регрессии $b_0, b_1, \dots, b_j, \dots, b_{jm}$ и b_{jj} в полиноме

$$\begin{aligned} \hat{y} = & b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + \dots + b_jx_j + \dots + b_px_p + b_{11}x_1^2 + \\ & + b_{22}x_2^2 + \dots + b_{jj}x_j^2 + \dots + b_{pp}x_p^2 + b_{12}x_1x_2 + b_{13}x_1x_3 + \dots \end{aligned} \quad (2.14)$$

Степень уравнения (2.14) повышают обычно до тех пор, пока уменьшается остаточная дисперсия $\bar{S}_{ост}^2$, определяемая по формуле:

$$\bar{S}_{ост}^2 = \frac{\sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2}{n - p - 1}.$$

Начиная со второго шага, каждому повышению степени полинома предшествует замена переменных, линеаризующая функции $x_{p+1} = x_1^2, x_{p+2} = x_2^2, x_{p+3} = x_3^2$ и т.д. После этого коэффициенты нового «расширенного» линейного полинома определяют по методу наименьших квадратов, минимизацией выражения, характеризующего совокупное отклонение опытных данных от теоретической кривой:

$$\sum_{i=1}^n (y_i - \hat{y}_i)^2 = \sum_{i=1}^n \left[y_i - (b_0 + b_1x_{i1} + b_2x_{i2} + \dots + b_jx_{ij} + \dots + b_px_{ip}) \right]^2. \quad (2.15)$$

Для минимизации выражения (2.15) находят частные производные по всем неизвестным коэффициентам регрессии b_0, b_1, \dots, b_p и приравнивают их нулю.

Получают систему уравнений, которая в матричной форме записывается в виде

$$(X^T \cdot X) \cdot B = X^T \cdot Y, \quad (2.16)$$

где B – вектор-столбец искомых коэффициентов аппроксимирующего полинома, X – матрица значений всех рассматриваемых факторов, полученных при проведении моделирования, Y – вектор-столбец опытных значений изучаемой характеристики

$$B = \begin{pmatrix} b_0 \\ b_1 \\ \vdots \\ b_j \\ \vdots \\ b_p \end{pmatrix}, X = \begin{pmatrix} x_{10} & x_{11} & x_{12} & \dots & x_{1j} & \dots & x_{1p} \\ x_{20} & x_{21} & x_{22} & \dots & x_{2j} & \dots & x_{2p} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{i0} & x_{i1} & x_{i2} & \dots & x_{ij} & \dots & x_{ip} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{n0} & x_{n1} & x_{n2} & \dots & x_{nj} & \dots & x_{np} \end{pmatrix}, Y = \begin{pmatrix} y_0 \\ y_1 \\ \vdots \\ y_i \\ \vdots \\ y_n \end{pmatrix},$$

X^T – матрица, транспонированная к матрице X , тогда

$$X^T X = \begin{pmatrix} n & \sum x_{i1} & \dots & \sum x_{ij} & \dots & \sum x_{ip} \\ \sum x_{i1} & \sum x_{i1}^2 & \dots & \sum x_{i1} x_{ij} & \dots & \sum x_{i1} x_{ip} \\ \sum x_{i2} & \sum x_{i2} \sum x_{i1} & \dots & \sum x_{i2} \sum x_{ij} & \dots & \sum x_{i2} \sum x_{ip} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \sum x_{ij} & \sum x_{ij} \sum x_{i1} & \dots & \sum x_{ij}^2 & \dots & \sum x_{ij} \sum x_{ip} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ \sum x_{ip} & \sum x_{ip} \sum x_{i1} & \dots & \sum x_{ip} \sum x_{ij} & \dots & \sum x_{ip}^2 \end{pmatrix} \quad X^T Y = \begin{pmatrix} \sum y_i \\ \sum y_i x_{i1} \\ \vdots \\ \sum y_i x_{ij} \\ \vdots \\ \sum y_i x_{ip} \end{pmatrix}$$

Решение системы (2.16) в матричной форме запишется следующим образом:

$$B = (X^T \cdot X)^{-1} (X^T \cdot Y).$$

Таким образом, каждый коэффициент уравнения регрессии

$$b_j = \sum_{j=0}^p c_{ij} \sum_{i=1}^n y_i x_{ij},$$

где c_{ij} – элементы обратной матрицы $(X^T X)^{-1}$.

О тесноте корреляции исследуемых случайных величин с варьируемыми параметрами судят по величине множественного корреляционного отношения

$$R = \sqrt{1 - \frac{n-1}{n-p-1} [1 - (R')^2]}, \quad (2.17)$$

где $R' = \sqrt{1 - \frac{\sum_{i=2}^n (y_i - \hat{y}_i)^2}{\sum_{i=2}^n (y_i - \bar{y}_i)^2}}$; y_i – значения изучаемых случайных величин в

i -м расчете; \hat{y}_i – значения тех же величин, вычисленные по уравнению регрессии; \bar{y}_i – среднее значение соответствующей переменной.

Установленная связь тем теснее, чем ближе к единице множественное корреляционное отношение (2.17).

Значимость любого коэффициента множественной корреляции можно проверить по t -критерию Стьюдента:

$$\hat{t}_R = \frac{R}{\bar{S}_R} \geq t^T(n-p-1), \quad (2.18)$$

где $\bar{S}_R = \frac{(1-R^2)}{\sqrt{n-p-1}}$ – среднеквадратическая погрешность.

Используют также F -критерий Фишера

$$\hat{F}_R = \frac{R^2(n-p-1)}{(1-R^2)p}. \quad (2.19)$$

Полученное по формуле (2.19) \hat{F}_R сравнивают с табличным F [99] при выбранном уровне значимости и числах степеней свободы $v_1 = n - p - 1$ и $v_2 = p$.

Если расчетное значение \hat{F}_R превышает табличное, то гипотезу о равенстве коэффициента множественной корреляции нулю отвергают и связь считают статистически значимой.

Зависимости аппроксимации:

выпускаемая руда фракции 1,0-5,0 мм выпускаемая руда фракции 0,1-0,5 мм

– при амплитуде выступов и впадин $b=0,2-0,25$ и влажности руды $W=0\%$

$\Pi = -0,97x + 7,5$ при $R = 0,996$ $\Pi = -0,95x + 8,47$ при $R = 0,995$

– при амплитуде выступов и впадин $b=0,2-0,25$ и влажности руды $W=10\%$

$\Pi = -1,03x + 9,33$ при $R = 0,997$ $\Pi = -0,97x + 11,1$ при $R = 0,996$

– при амплитуде выступов и впадин $b=0,3-0,4$ и влажности руды $W=0\%$

$\Pi = -1,39x + 13,89$ при $R = 0,998$ $\Pi = -1,18x + 14,57$ при $R = 0,997$

– при амплитуде выступов и впадин $b=0,3-0,4$ и влажности руды $W=10\%$

$\Pi = -1,22x + 14,74$ при $R = 0,998$ $\Pi = -1,14x + 16,4$ при $R = 0,997$

Множественные корреляционные отношения установленных зависимостей имеют значения 0,995-0,998, а величины критерия Фишера значительно больше однопроцентных пределов отклонений, что свидетельствует о достаточно тесной корреляции исследуемых величин с варьируемыми параметрами и о статистической значимости установленных связей (табл. 2.5).

Результаты физического моделирования процесса выпуска руды при системе с магазинированием показали, что величины потерь руды изменяются в пределах 12-15% и линейно зависят от гипсометрии боков жилы, реально отражающей фактически амплитуды между отметками выступов и впадин, образуемых при мелкошпуровой отбойке рудных тел, а также угла залегания жилы; влажности выпускаемой руды и величины фракций выпускаемого материала (рис. 2.14).

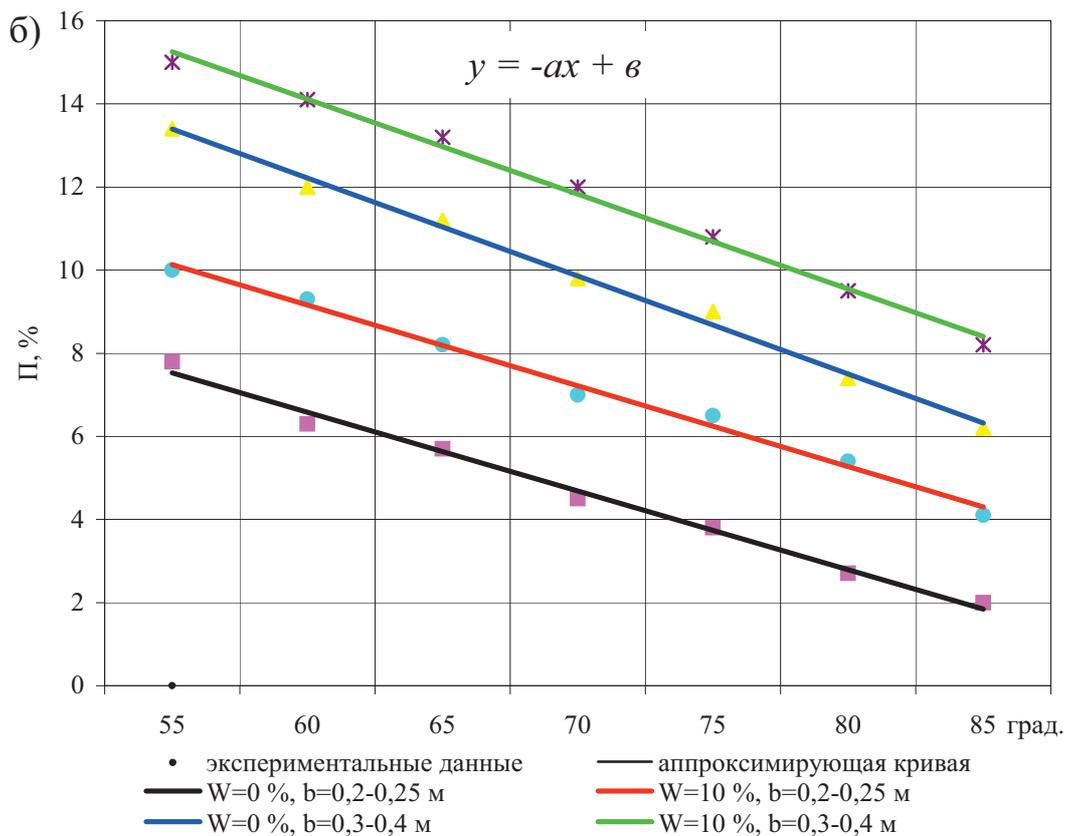
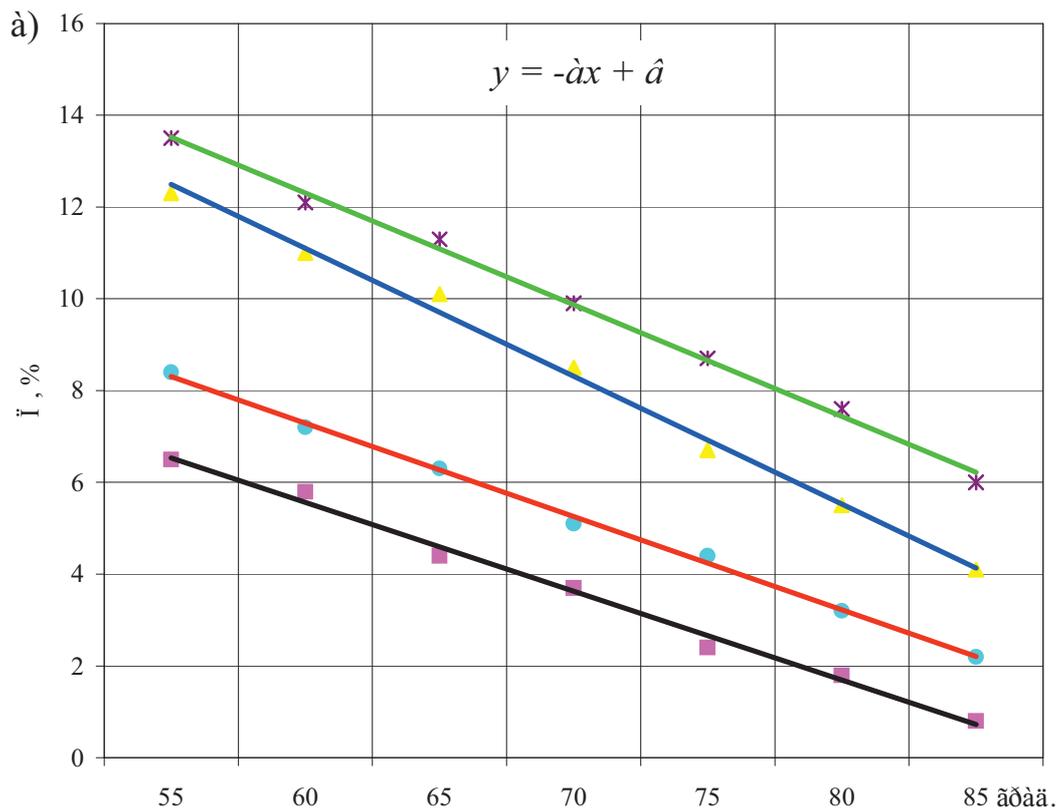


Рис. 2.14. Графические зависимости изменения потерь руды от гипсометрии боков жилы, образованной в результате мелкошпуровой отбойки: а – выпускаемая руда фракции 1,0-5,0 мм; б – выпускаемая руда фракции 0,1-0,5 мм

В целях снижения потерь и разубоживания руды, для дальнейшего применения системы разработки с магазинированием руды, рекомендуется при очистной выемке направленное бурение шпуров. Технологическими паспортами БВР предусматривается обустройство забоя выполнять с трех установок перфоратора (рис. 2.15, а). Последовательность бурения шпуров следующая: вначале забуривается центральный шпур №1, после перестановки перфоратора вправо (влево) на расстояние 0,2-0,3 м под углом 85° забуриваются оконтуривающие шпуры №2 и №3. В соответствии с паспортом БВР образуемое в процессе взрывной отбойки руды призабойное пространство очистной выработки характеризуется минимальной шириной и гипсометрией боковых поверхностей (амплитуда между отметками выступов и впадин составит порядка 0,2-0,25 м), повторяющих бока жилы.

Как показано на рис. 2.15, б, при изменении направления оконтуривающих шпуров в значительной степени увеличивается не только объем потерь руды и вывалообразований, но и существенно изменяется вынимаемая мощность рудных тел и рельеф очистной выработки. При строгом соблюдении направления бурения достигаются оптимальные параметры очистного пространства и дробления прирезаемых боковых пород, а также снижение законтурного нарушения массива и, как следствие, разубоживания руды.

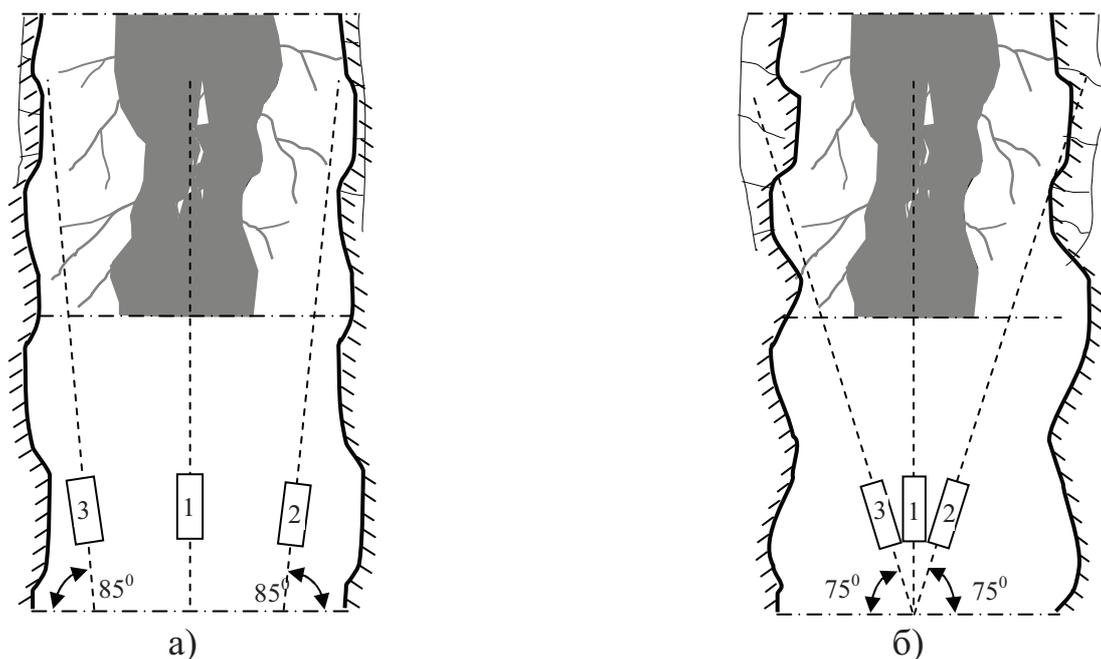


Рис. 2.15. Технология обустройства рудных тел при формировании призабойного пространства в очистных блоках: а – проектная – при направленном бурении оконтуривающих шпуров; б – фактическая – при бурении врубовых и оконтуривающих шпуров с одного места установки перфоратора

Таким образом, установлено, что с позиции ресурсосбережения область эффективного применения систем разработки с магазинированием руды в горно-геологических условиях Украинского кристаллического щита является ограниченной ($m < 1,2$).

При $m \geq 1,2$ м необходимо ориентироваться на систему разработки с закладкой выработанного пространства, которая позволяет оперативно регулировать параметры БВР и направление бурения оконтуривающих шпуров в зависимости от характера залегания рудных тел и степени минерализации боковых пород, а отходы обогащения использовать в качестве закладочного материала.

Выводы

1. Рассматривая вынимаемую мощность с позиции применимости погрузочно-доставочных машин и средств доставки руды в блоке, минимальной шириной очистного пространства m_{min} следует считать оптимальную ширину m_{opt} с учетом коэффициента изменения вынимаемой мощности k_m .

2. Математическая задача поведения массива решена методом граничных элементов в терминах разрывных смещений с использованием концепции пластовых элементов. В качестве базового служит решение, полученное Ронгведом.

По результатам исследований установлено, что призабойное пространство крутопадающей жилы сохраняет длительную устойчивость, которая не влияет на темпы ведения очистных работ. Из вышеизложенного следует, что закладочный массив при отработке в очистном блоке тонких золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита играет роль поверхности для размещения отбитой горной массы и перемещения погрузочно-доставочной машины.

3. Используя методы статистической обработки экспериментальных данных, полученных при шахтных исследованиях боковых поверхностей выработок с помощью фотопланиметрического метода, и результаты сравнительной оценки их с соответствующими теоретическими показателями, строятся гипсометрические планы боковых поверхностей, плотность изолиний которых соответствует принятым параметрам БВР при мелкошпуровой отбойке руды. Анализируя гипсометрические планы, полученные на Запорожском железорудном комбинате (ЗЖРК) и на рудниках объединения «Забайкалзолото» и Хрустальненского ГОКа (Россия), установлено, что при обычных способах ведения буровзрывных работ амплитуда между отметками горизонталей, проведенных на уровне выступов и впадин боковых поверхностей вынимаемых жил, составляет 0,3-0,4 м, а в отдельных случаях достигает 0,5 м.

Достаточный уровень согласованности и сходимости полученных результатов подтверждает обоснованность и достоверность выполненных исследований (отличия составляют не более чем 15%).

Установлено, что амплитуда выступов и впадин лежачего и висячего боков жилы определяет не только условия взаимодействия погрузочно-доставочных машин, но и существенно влияет на потери руды при ее выпуске из блоков.

4. Результаты моделирования процесса выпуска руды при системе с магазинированием показали, что величины потерь руды изменяются в пределах 12-15% и линейно зависят от неровностей боков жилы, реально отражающих фак-

тические амплитуды между отметками выступов и впадин, образуемых при мелкошпуровой отбойке рудных тел, а также угла залегания жилы; влажности выпускаемой руды и величины фракций сыпучего материала.

Множественные корреляционные отношения установленных зависимостей имеют значения 0,995-0,998, а величины критерия Фишера значительно больше однопроцентных пределов отклонений, что свидетельствует о достаточно тесной корреляции исследуемых величин с варьируемыми параметрами, а также о статистической значимости установленных связей.

5. В целях снижения потерь и разубоживания руды для дальнейшего применения системы разработки с магазинированием руды рекомендуется при очистной выемке направленное бурение шпуров. Технологическими паспортами БВР предусматривается обустройство забоя выполнять с трех установок перфоратора. Последовательность бурения шпуров следующая: вначале забуривается центральный шпур №1, после перестановки перфоратора вправо (влево) на расстояние 0,2-0,3 м под углом 85° забуриваются оконтуривающие шпуры №2 и №3. В соответствии с паспортом БВР образуемое в процессе взрывной отбойки руды призабойное пространство очистной выработки характеризуется минимальной шириной и гипсометрией боковых поверхностей (амплитуда между отметками выступов и впадин составляет порядка 0,2-0,25 м), повторяющих лежащий и висячий бока жилы.

3. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРОЦЕССОВ ВЫЕМКИ, ДОСТАВКИ РУДЫ И ЗАКЛАДКИ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА В БЛОКАХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ КРУТОПАДАЮЩИХ ЖИЛ

3.1. Исследования особенностей технологии разработки тонких жил с закладкой выработанного пространства

Специфические особенности формирования золоторудных месторождений обусловили необходимость анализа и синтеза возможных вариантов систем разработки для условий Украинского кристаллического щита, которые требуют особого подхода к охране плодородных почв от засорения их отходами обогащения.

Системы разработки с закладкой выработанного пространства обеспечивают минимальные потери и разубоживание руды; дают возможность вынимать руду без обрушения вмещающих пород, что весьма важно для сохранения поверхности при разработке месторождений под действующими объектами, обводненными породами и ценными сельхозугодиями. Кроме того, перспективным направлением совершенствования традиционных систем разработки с закладкой выработанного пространства является ориентация на механизацию процесса доставки руды в блоке, т.е. применение малогабаритных погрузочно-доставочных машин и адаптивных транспортных средств, позволяющих вести отдельную выемку.

Следует, однако, отметить, что системы с закладкой являются сравнительно дорогими и трудоемкими в связи с введением в обычную технологическую схему добычи руды нового процесса, связанного с приготовлением, транспортированием и укладкой закладочного материала в выработанном пространстве. Кроме того, применение закладки связано со строительством и обслуживанием специальных поверхностных или подземных закладочных комплексов, которые вносят существенные изменения в схему расположения вскрывающих и подготовительных выработок.

Закладка входит в цикл очистной выемки и регулярно чередуется с отбойкой и выпуском руды, подготовительными и другими операциями. В зависимости от принятого порядка ведения очистных работ во времени и пространстве на действующих рудниках применяют одновременную или последующую закладку.

На тонкожилых месторождениях наибольшее применение получила одновременная закладка, которая осуществляется вслед за подвиганием очистного забоя, совмещается с процессами очистной выемки и является составной частью технологического цикла добычи руды. Для постоянного поддержания необходимой высоты призабойного пространства закладочный массив возводится в виде полос или стен. При этом поверхность закладочного массива служит платформой для производства работ по отбойке и доставке руды.

Следует отметить, что, несмотря на то, что системы с закладкой технически приемлемы в широком диапазоне горных условий, область эффективного

их применения во многом определяется источником получения сырья для приготовления закладочного материала. С этой позиции в работе выполнен анализ трудовых затрат при системах с закладкой материалом, добываемым в очистном пространстве, как отрабатываемого блока, так и с закладкой материалом, поступающим извне. При этом рассмотрены способы подготовки закладочного материала и его транспортирования.

По данным ИПКОН АН РФ в зависимости от вида вяжущего вещества, крупности заполнителей и технологии приготовления смесей при разработке месторождений золота применяют бетонную, цементную и твердеющую закладку [42].

Приготовленную на поверхности закладочную смесь транспортируют по специальным трубам диаметром 150-200 мм с толщиной стенок 10 мм. С поверхности смесь перемещается самотеком за счет давления вертикального столба в трубопроводе с дополнительным применением пневматической энергии. Скорость потока выбирается так, чтобы смесь пребывала в трубопроводе не более 1 ч. Транспортируют пульпу по горизонтали до 1,5 км.

На руднике «Дарасунский» испытывались варианты приготовления жестких закладочных смесей в подземных условиях с доставкой их к месту укладки механическими видами транспорта. При этом достигалась необходимая прочность при меньших расходах вяжущих.

В настоящее время можно выделить четыре разновидности систем разработки тонкожилых месторождений с закладкой выработанного пространства: горизонтальными слоями; наклонными слоями; потолкоуступные и сплошные.

В зависимости от источника получения закладочного материала и размещения его в очистном пространстве, перечисленные системы имеют несколько вариантов технологических схем закладки.

Закладочным материалом, получаемым при ведении подземных горных работ, обычно служит порода, доставляемая из подготовительных забоев и специальных камер, а также отбитая непосредственно в очистных блоках при присечке боков очистного забоя или при раздельной выемке весьма тонких жил.

С позиции охраны окружающей среды специалисты отрасли рекомендуют для получения закладочного материала на поверхности использовать шлаки металлургических заводов, хвосты обогатительных фабрик и породные отвалы [100]. Учитывая наличие в Приднепровском горнопромышленном регионе мощной металлургической базы, последнее техническое решение становится весьма актуальным при обосновании ресурсосберегающей технологии добычи золота на Украине.

На действующих рудниках для возведения закладочного массива в выработанном пространстве применяются самотечный, механический (скреперами, закладочными машинами), гидравлический, пневматический и комбинированные способы доставки материала. Учитывая многообразие используемых способов доставки, выполнен критический анализ применимости их в условиях разведанных золоторудных месторождений Приднепровья. В соответствии со структурно-логической схемой исследований предусматривается по результатам синтеза их достоинств и недостатков установить наиболее приемлемый ва-

риант доставки закладочного материала и на базе его дальнейших исследований обосновать параметры технологических схем добычи золота.

При самотечной закладке закладочный материал подается и распределяется в выработанном пространстве под действием собственного веса. Уплотнение закладочного массива в начальной стадии его возведения происходит за счет силы тяжести падающих или скатывающихся кусков закладочного материала, а в дальнейшем под действием веса вышележащих слоев массива закладки.

Поэтому закладочное отделение восстающего изнутри, как правило, обшивают досками или металлическими листами, так что получается желоб, открытый при углах падения до 45-50° и перекрытый сверху обшивкой при более крутом падении.

По результатам анализа технологических схем, применяемых на крутопадающих жильных месторождениях Забайкалья, установлено, что самотечная закладка в зависимости от условий разработки применяется в двух вариантах – одновременная и последующая.

Типичным примером первого варианта служит система разработки наклонными слоями (рис. 3.1). После отбойки и выпуска руды в наклонном слое из закладочного отделения восстающего самотеком поступает закладочный материал. Между линией забоя и поверхностью закладки оставляется свободное рабочее пространство шириной 2,0-2,5 м, необходимое для подготовки к выемке новой ленты.

Типичным примером второго варианта служит система с магазинированием руды, которая предусматривает осуществлять отработку междумагазинных целиков и потолочин после выпуска руды из магазинов и полную закладку выработанного пространства на всю высоту этажа. Область ее эффективного применения распространяется на рудные тела мощностью $m \geq 2,0$ м.

Достоинством самотечной закладки является простота организации работ и использование традиционно применяемого на рудных месторождениях доставочного и транспортного оборудования. Спуск закладочных материалов по вертикали обычно осуществляется самотеком по восстающим выработкам или шурфам, а транспортирование по горизонтальным выработкам электровозами в вагонетках и ленточными конвейерами. Самотечная закладка отличается высокой производительностью и низкой себестоимостью.

Качество закладочного материала определяется коэффициентами разрыхления, пористости и усадки. Практика подтверждает, что именно высокий коэффициент усадки определяет основной недостаток самотечной закладки. Обусловлено это тем, что сухая закладка имеет невысокую плотность и большой коэффициент усадки (20-25% и более при мелкокусковом и до 40% при крупнокусковом закладочном материале). Однако при уплотнении закладочного массива взрывом плотность закладки повышается, а коэффициент усадки составляет порядка 10-15% [101].

Вторым недостатком при формировании наклонных слоев закладки является необходимость периодического возведения опалубки (настила), целостность которой нарушается при буровзрывной отбойке новой ленты, что приводит к дополнительным трудовым затратам и вторичному разубоживанию.

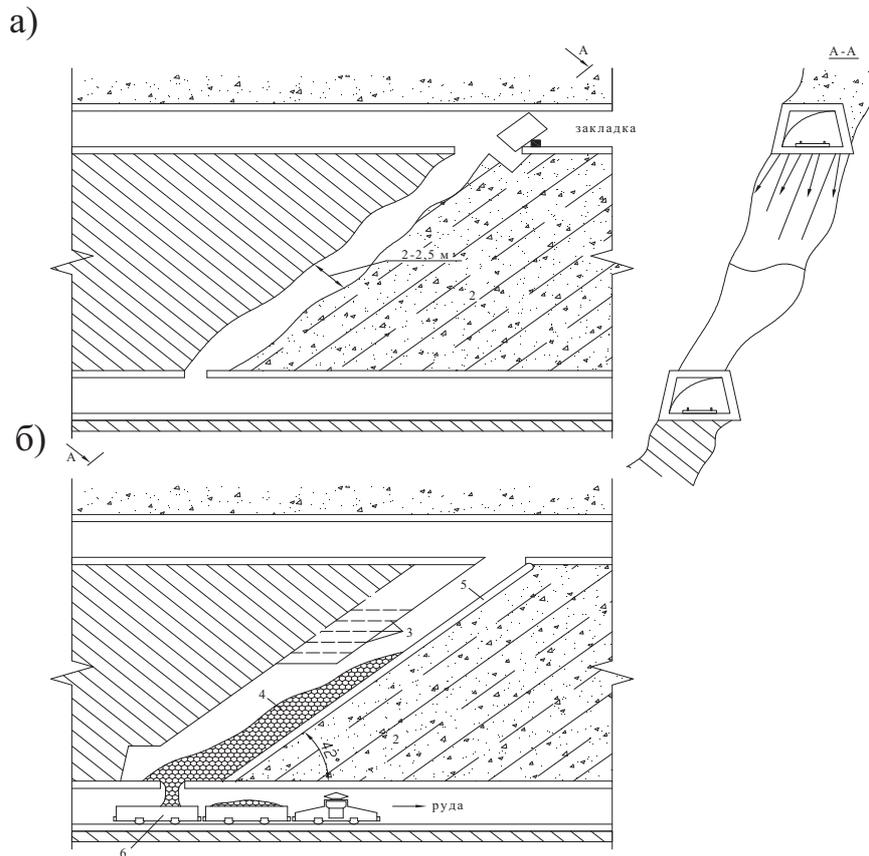


Рис. 3.1. Схема одновременной самотечной закладки (при системе разработки наклонными слоями): а – блок в процессе закладки; б – блок в процессе отбойки руды; 1 – вагонетка для транспортирования закладочного материала, 2 – закладочный материал, 3 – шпур для отбойки руды, 4 – отбитая руда, 5 – настил, 6 – вагонетка для транспортирования руды

Альтернативным вариантом является скреперная закладка, которая до настоящего времени остается наиболее распространенным видом механической закладки при разработке крутопадающих жил. Закладка горизонтальными полосами по восстанью отличается относительной простотой организации работ и возможностью применения одного и того же оборудования (скреперов) как для распределения закладочного материала в очистном пространстве, так и для доставки руды в блоке, а также тем, что допускает использование довольно крупного закладочного материала (в кусках размером до 200-300 мм) неоднородного гранулометрического состава.

Обычно для закладки используют сравнительно небольшие скреперные лебедки (мощностью 7-15 кВт, реже 28 кВт). При разработке жильных месторождений, когда объем закладки, размещаемой в блоке за цикл, небольшой, используются легкие и удобные в монтаже и демонтаже пневматические скреперные лебедки мощностью менее 7-10 кВт. Расстояние перемещения закладочного материала обычно равняется 10-15 м и редко превышает 25-30 м.

Следует отметить, что главными недостатками скреперной доставки являются относительно небольшая производительность, которая редко достигает

80-100 м/см и невысокая плотность закладочного массива (коэффициент усадки доходит до 30 и даже 40%). В качестве средств доставки отбитой руды в блоке применяется исключительно та же малопроизводительная скреперная установка, что в значительной степени снижает область эффективного применения перспективной системы разработки. Более того, хронометражные наблюдения показали, что существующая технология скреперования включает ряд непроизводительных, трудоемких ручных операций по укладке настила на закладочный массив перед взрыванием очередной ленты, ручной подкидке руды из мертвых зон при скреперовании, уборке настила после скреперования и др.

Перспективными вариантами закладки выработанного пространства, позволяющими применять высокопроизводительную погрузочно-доставочную технику, по мнению специалистов отрасли, следует считать гидравлическую закладку [102].

При гидравлической закладке используется энергия потока воды, движущегося под естественным напором по трубам, для транспортирования смешанного с водой мелко раздробленного закладочного материала и укладки его в выработанное пространство.

Технологическая схема гидрозакладки включает в себя следующие производственные процессы: подготовку выработанного пространства и закладочных материалов (образование пульпы – подвижной смеси закладочного материала с водой) к гидрозакладке; гидротранспортирование пульпы до выработанного пространства; возведение (намыв) закладочного массива; отвод и осветление воды и откачка ее на поверхность.

Однако, наряду с общими требованиями, предъявляемыми к закладочному материалу (достаточная прочность закладочного массива, дешевизна, минимальная абразивность и т.п.), при гидрозакладке материал должен удовлетворять еще и следующим дополнительным требованиям – не содержать в себе легкорастворимых солей или других соединений, оказывающих вредное (коррозирующее) действие на трубопроводы и механизмы.

Для свободного перемещения по трубам закладочный материал должен иметь крупность не более 50-80 мм а также легко отдавать воду (дренировать) при размещении пульпы в выработанном пространстве. При этом твердые частицы закладочного материала должны легко выпадать из пульпы, не размокать в воде и не уноситься отводящейся из выработанного пространства водой. С этой точки зрения количество ила и глинистых фракций в закладочном материале не должно превышать 10-15%.

С позиции ускорения набора прочности закладочного массива особый интерес представляет твердеющая закладка [30].

Твердеющие закладочные смеси доставляют в выработанное пространство по трубам самотечным и самотечно-пневматическим способами. При самотечном способе доставки закладочная смесь перемещается по трубам за счет статического давления, создаваемого столбом смеси, находящейся в вертикальной части закладочного трубопровода. Оптимальным соотношением высоты вертикального става к максимально возможной дальности транспортирования самотечным способом принято считать 1:3 – 1:5.

Самотечно-пневматический способ доставки заключается в том, что после участка самотека смесь движется порционно под воздействием сжатого воздуха, поступающего в закладочный трубопровод через пневмоврезки. Их монтируют под углом $25-30^{\circ}$ к продольной оси закладочного трубопровода по направлению в сторону движения закладочной смеси и гибким шлангом соединяют с магистралью сжатого воздуха. Благодаря этому скорость движения закладочной смеси возрастает до 10-20 м/с.

По сравнению с сухой и другими способами мокрой закладки твердеющая закладка характеризуется следующими преимуществами: минимальная усадка закладочного массива (0,5-4%), повышается полнота извлечения запасов полезного ископаемого за счет частичного или полного исключения рудных целиков и замены их искусственными, снижения потерь и разубоживания отбиваемой руды.

Недостатки твердеющей закладки: высокая стоимость закладочных работ, обусловленная большими затратами на подготовку твердеющих закладочных смесей и стоимостью вяжущих, сложность оборудования и технологии приготовления, транспортирования и укладки закладочных смесей в выработанное пространство, большое пылеобразование в процессе закладки выработанного пространства.

Учитывая, что основным энергоисточником при ведении буровзрывных работ в очистных блоках является сжатый воздух, многие предприятия отрасли ориентируются на пневмозакладку выработанного пространства.

Пневматическая закладка основана на использовании энергии струи сжатого воздуха для перемещения закладочных материалов и забрасывания их в выработанное пространство. Закладочные материалы с помощью пневматических закладочных машин вводятся в струю сжатого воздуха, движущегося в трубопроводе со значительной скоростью. Перемещаясь в трубопроводе, куски породы приобретают большую скорость вылета, что обеспечивает достаточно высокую плотность закладочного массива.

Недостатком пневматической закладки является быстрый износ трубопроводов абразивными материалами. В этой связи в качестве закладочных материалов при пневматической закладке применяют низко абразивные дробленые горные породы крупностью до 50-80 мм. Чаще всего используют различного рода сланцы, глинистые песчаники, доломиты и т.п. В смеси со сланцами нередко применяют котельные шлаки, частично глину (до 10-15%), породы отвалов.

В технологическую схему пневмозакладочных работ обычно входят следующие производственные процессы: добыча пустых пород для закладки, подготовка закладочного материала (дробление, грохочение и шихтовка), транспортирование его до закладочной машины и, наконец, собственно пневмотранспорт и возведение закладочного массива.

При комбинированных способах закладки допускается сочетание сухих способов транспортирования с мокрыми способами возведения и упрочнения закладочного массива. Так, на рудниках нередко выработанное пространство, заполненное обрушенными породами или сыпучим материалом способами самотечной или механической закладки, подвергается затем нагнетанию в закла-

дочный массив твердеющих смесей с помощью инъекторов (инъекционная закладка). Транспортирование смеси осуществляется гидравлическим способом.

Главным достоинством инъекционной закладки является то, что вода, содержащаяся в пульпе, поглощается сухой обрушенной породой и не вытекает в призабойное пространство или восстающие.

Недостатки инъекционной закладки заключаются в высоких требованиях к составу и качеству пульпы по реологическим показателям (текучести и вязкости) и большой сложности технологического оснащения.

Для сравнительной оценки способов доставки закладочного материала был использован метод экспертных оценок [103].

Метод экспертных оценок применяют для прогнозирования развития технических систем. С его помощью оценивают факторы, влияющие на принятие решений, а также количественные и качественные показатели. Коллектив экспертов увеличивается с ростом числа влияющих факторов. Вместе с тем, как показывает практика, например, анкетирования и прогнозирования мероприятий в области комплексной механизации погрузочно-разгрузочных операций, можно получить вполне приемлемые результаты при использовании коллектива высококвалифицированных экспертов численностью 20-30 человек.

Известно несколько методов экспертных оценок. Один из наиболее распространенных вследствие простоты и объективности результатов – метод ранговой корреляции. Каждому эксперту $j, j = 1, \dots, m$ предъявляют несколько факторов $i, i = 1, \dots, n$ и предоставляют право оценить значение и долю их, присвоив определенный ранг. Фактору, наиболее существенно влияющему на решение поставленной задачи, присваивают самый высокий ранг (первый), а остальным – второй, третий и т.д. в соответствии с их значением.

Каждому из параметров оценки возведения закладочного массива в выработанном пространстве присваивался определенный символ:

- организация закладочных работ – i_1 ;
- подготовка выработанного пространства – i_2 ;
- добыча пустых пород для закладки – i_3 ;
- требования, предъявляемые к закладочному материалу – i_4 ;
- подготовка закладочного материала – i_5 ;
- транспортировка закладочного материала – i_6 ;
- возведение закладочного массива – i_7 ;
- производительность закладки – i_8 ;
- трудоемкость закладочных работ – i_9 ;
- себестоимость закладочных работ – i_{10} ;
- время затвердения закладочного массива – i_{11} ;
- плотность закладочного массива – i_{12} ;
- устойчивость боковых пород – i_{13} ;
- совместимость операций – i_{14} ;
- эффективность – i_{15} .

Итог обработки таблицы-матрицы – подсчет сумм рангов по столбцам. Самым влиятельным фактором или достоверным вариантом будет тот, у которого сумма рангов наименьшая. Однако для более точной количественной

оценки результатов экспертного опроса определяют коэффициенты согласованности мнений экспертов, рассчитывая коэффициент средней согласованности

$$r = 1 - \left[\frac{2m(2n+1)}{(m-1)9n-10} \frac{12 \sum_{i=1}^n \left(\sum_{j=1}^m r_{ij} \right)^2}{m(m-1)n(n^2-1)} \right]$$

и коэффициент конкордации, который учитывает разброс результатов опроса от среднего уровня,

$$W = \frac{12 \sum_{i=1}^n a_i^2}{m^2(n^3 - n)},$$

причем

$$a_i = \sum_{j=1}^m \frac{r_{ij} - m(n-1)}{2}.$$

Оба коэффициента связаны между собой соотношениями:

$$W = \frac{|r|(m-1)+1}{m}, r = \frac{mW-1}{m-1}.$$

Значение $W = 0$ соответствует случаю, когда мнения экспертов расходятся, при $W = 1$ мнения абсолютно согласованы.

Показатель представительности экспертов – уровень значимости коэффициента конкордации. При многочисленном коллективе специалистов для оценки уровня значимости используют распределение χ^2 Пирсона при числе степеней свободы $\nu = n - 1$. В общем случае:

$$\chi^2 = \frac{\sum_{i=1}^n a_i^2}{\frac{1}{12mn(n+1)} - \frac{1}{(n-1) \sum_j (t_j^2 - t_j)}}$$

где t_j – число одинаковых рангов в строке j таблицы-матрицы.

В соответствии с описанной методикой, результаты экспертной оценки – ранжирования факторов (вариантов, показателей) – сведены в таблицу-матрицу 3.1.

Чтобы можно было принять коэффициент конкордации, необходимо и достаточно, чтобы рассчитанное значение $\chi^2 = (n - 1) m W$ было больше табличного, которое определяется числом степеней свободы $n - 1$ и уровнем доверительной вероятности, которая принимается равной 0,9-0,95 [104].

Таблица 3.1

Оценка технологичности способов доставки закладочного материала

Параметры оценки	Способы доставки закладочного материала				
	самотечный	скреперный	метательными машинами	гидравлический	пневматический
	Ранг, присвоенный фактору экспертом				
i_1	1	2	2	3	4
i_2	4	2	2	2	3
i_3	2	2	2	2	2
i_4	1	2	2	4	3
i_5	1	2	3	3	3
i_6	1	2	2	3	3
i_7	2	2	2	2	2
i_8	1	3	3	1	1
i_9	2	2	2	2	2
i_{10}	1	2	2	3	3
i_{11}	2	2	2	2	1
i_{12}	4	4	4	1	2
i_{13}	3	3	3	1	2
i_{14}	2	2	2	1	2
i_{15}	3	3	4	1	2
$\sum_i r_{ij}^* = h_i$	30	35	37	31	35

r_{ij}^* – ранг присвоенный фактору i экспертом j .

Анализ показывает, что коэффициент конкордации и значения критерия Пирсона уменьшаются по мере увеличения глубины прогноза. Естественно, что при значительном периоде упреждения экспертам гораздо труднее прогнозировать степень влияния того или иного фактора на решение поставленной задачи. Данное утверждение в наибольшей степени отвечает прогнозу количественных показателей, сильнее подверженных непредсказуемым изменениям с течением времени.

Таким образом, по результатам экспертной оценки особенностей технологии разработки тонких жил с закладкой выработанного пространства, установлено, что для условий Украинского кристаллического щита наиболее перспективным, обеспечивающим эффективное применение погрузочно-доставочного оборудования является вариант комбинированной (инъекционной) закладки, включающий самотечный способ доставки сухого закладочного материала и гидроспособ – для транспортирования твердеющей смеси.

Для обоснования параметров комбинированной (инъекционной) закладки, которая представляет собой сочетание самотечного сухого способа с последующим упрочнением закладочного массива твердеющей смесью путем ее нагнетания в массив через инъекторы, необходимо рассмотреть и скоординиро-

вать следующие вопросы: величина усадки закладочного материала; прочностные параметры, обеспечивающие взаимодействие погрузочно-доставочной машины с закладочным массивом; время схватывания и набора прочности закладочного массива; действие взрыва на закладочный массив и средства доставки руды.

Для решения указанных задач необходимо в дальнейшем рассматривать технологическую схему добычи руды как взаимодействующую схему «выемка – доставка – закладка».

3.2. Структуризация методов построения технологических схем разработки тонких жил с закладкой выработанного пространства

Одной из наиболее важных задач, стоящих перед горной промышленностью Украины является скорейший ввод в строй предприятий, разрабатывающих месторождения драгоценных и редкоземельных металлов. Особенности залегания этих месторождений – малая мощность рудных тел, их строение, относительно невысокое содержание ценных элементов – требуют комплексного подхода к проектированию предприятий и разработке технологии ведения горных работ. При этом основными критериями оценки эффективности ведения работ должны быть высокая трудоемкость, наиболее полное извлечение полезных компонентов и минимальные потери и разубоживание руды. Только при соблюдении этих условий возможна рентабельная работа золотодобывающих предприятий Украины.

Опыт разработки тонкожилых крутопадающих месторождений на территории бывшего СССР имеется. Однако механически, без должной оценки и совершенствования переносить его на вновь строящиеся предприятия не следует.

Весьма существенным направлением повышения эффективности разработки жильных месторождений, содержащим в себе большие резервы повышения производительности труда, является исследование трудоемкости всех основных технологических и вспомогательных процессов выемки жил.

Показатели качественной и количественной оценки технологичности очистной выемки группируются по трем основным производственным процессам с учетом горно-геологических, технологических и конструктивных особенностей применяемых на тонкожилых месторождениях систем разработки.

Структура модели и ранжирование факторов, определяющих специфику очистных работ на тонкожилых крутопадающих месторождениях, приведены на рис. 3.2.

Анализ изученности приведенных факторов показал, что до настоящего времени отсутствуют представительные результаты исследований, позволяющие комплексно оценить степень влияния каждого показателя на параметры технологии выемки тонких крутопадающих рудных тел. Обусловлено это отсутствием научно-методического подхода в оценке процесса очистной выемки как системы, представленной не в форме совокупности составляющих звеньев процесса, а во взаимодействии ее с окружающим массивом боковых пород.

Рис. 3.2

Следует отметить, что хотя во многих исследованиях по совершенствованию систем и технологии разработки жильных месторождений вопросам повышения производительности труда уделялось немало внимания, однако специализированных фундаментальных работ по изучению структуры трудовых затрат, выявлению и анализу факторов, влияющих на их величину, не проводилось. В результате этого не разработана научная методология анализа трудовых затрат на основных и вспомогательных процессах выемки жил, не раскрыты и не проанализированы истинные причины недостаточного роста производительности труда горнорабочих, не выявлены и не изучены имеющиеся значительные резервы ее повышения.

В наличии таких резервов мы убедились, анализируя обширные хронометражные наблюдения за работой забойной группы рабочих на различных рудниках.

Метод хронометражных наблюдений позволяет создать объективную картину использования рабочего времени, оценить продолжительность отдельных процессов и операций, установить причины простоев.

В результате наблюдений установлено, что эффективность использования рабочего времени в течение смены очень часто бывает явно недостаточной. Работая обычно с нормальной нагрузкой в начале смены, рабочие резко снижают свою интенсивность в конце смены, что довольно часто сопровождается увеличением численности непроизводительных вспомогательных операций и резким увеличением простоев.

Это приводит к значительному снижению эффективности использования рабочего времени и, как следствие, к низким показателям производительности труда. Из числа факторов, обуславливающих низкую производительность, следует отметить:

- повышение трудоемкости эксплуатации месторождений вследствие изменчивости гипсометрии рудных тел;
- недостаточную техническую вооруженность предприятий оборудованием, предназначенными для работы в узком очистном пространстве, в том числе отсутствие многофункциональных малогабаритных погрузочно-доставочных машин.

Хронометражные наблюдения за выемкой руды на тонкожильных месторождениях Сибири и Забайкалья проводились неоднократно, однако при их проведении отсутствовал комплексный подход. В зависимости от задач, стоявших перед авторами хронометража, исследовалось влияние горно-геологических и горнотехнических условий разработки, технических характеристик опытных образцов оборудования, отдельных технических или организационных решений на производительность труда.

На основе комплексного подхода к проблеме повышения эффективности очистных работ нами был выполнен критический анализ результатов хронометражных наблюдений.

Наиболее близким по горно-геологическим условиям к специфике Украинских месторождений являются шахты ПО «Южуралзолото». В 1990-1991 годах на шахте «Центральная» этого объединения авторским коллективом ДГИ был

проведен большой объем хронометражных наблюдений с целью установления норм выработки (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Среднефактические показатели норм выработки в блоках

Нормы выработки	ед. изм.	Норма на 6 часов
Бурение ПП-63В (очистные)	шп. м.	26,7
Бурение ПП-63В (проходческие)	- / -	26,6
Бурение ПТ-48 (очистные)	- / -	39,7
Бурение ПТ-48 (проходческие)	- / -	38,1
Погрузка г/м ППН-1с с откаткой 40 м	м ³	17,9
Перекидка г/м до 3-х м	м ³	6,02
Вторичная перекидка г/м свыше 3-х м	м ³	54,0
Погрузка «ТОРО» с откаткой до 150 м	м ³	54,0
Крепление НДО между рамами до 1 м	рам	3,51
Настилка накатника	м ²	34,35
Навеска прорезиненных труб	п.м.	103,0
Снятие труб	п.м.	236,9
Проведение водосточных канавок	п.м.	22,1
Очистка г/выработок с поддиркой до 20 м	м ²	27,6
Очистка г/выработок с поддиркой до 30 м	м ²	16,6
Настил ж/д путей	п.м.	8,94
Скреперование г/м ЛС-17 до 30 м	м ³	17,2
Скреперование г/м ЛС-17 до 20 м	м ³	22,3
Погрузка и откатка г/м из блока	вагоны	26
Подъем лесоматериалов до 30 м	шт.	134,3
Подъем лесоматериалов до 50 м	- / -	104,5
Доставка леса по п/эт до 20 м	- / -	83,2

В результате анализа этих наблюдений установлено, что при применяемой технологии ведения работ добычной цикл состоит из ритмично повторяющихся операций и приемов продолжительностью от 1 до 6-7 минут. Большинство из них выполняются вручную. К частично механизированным можно отнести лишь операции по бурению шпуров ручными перфораторами и скреперование руды. Именно эти операции в структуре горно-подготовительных работ имеют наибольший удельный вес в суммарной трудоемкости процесса добычи руды. Непроизводительные потери рабочего времени на 30% обусловлены неудовлетворительной организацией взаимодействия очистных работ с транспортными системами горного предприятия.

Таким образом, наиболее несовершенными с точки зрения технологии и организации работ являются процессы, связанные с доставкой горной массы, удельный вес которых составляет 30-40% от общей продолжительности цикла. На втором месте – до 30% – находится комплекс процессов и операций, связанных с обуриванием забоя.

Исходя из принципов работы оборудования, при буровзрывном способе ведения очистных работ взаимодействие массива разрушаемых пород с комплексом оборудования должно рассматриваться как единая система, состоящая из множества элементов и множества отношений между ними. Основными элементами взаимодействующей системы являются: взрываемый забой, очистное и погрузочно-доставочное оборудование, горный массив вокруг очистной выработки, а также закладочный массив.

Технологическая схема ведения очистных работ при разработке тонкожильных крутопадающих месторождений системой с закладкой выработанного пространства включает процессы выемки руды буровзрывным способом, доставки горной массы к рудоспуску и закладки выработанного пространства.

Выемка руды буровзрывным способом условно разбита на подсистемы (зоны) (рис. 3.3): **1 – зона** ведения буровзрывных работ; **2 – зона** погрузки и доставки отбитой горной массы к рудоспуску; **3 – зона** ведения закладочных работ [105].

При буровзрывной технологии ведения очистных работ каждая отдельная подсистема (зона) характеризуется своим функциональным назначением:

I зона характеризуется взаимодействием бурового оборудования с массивом горных пород и закладочным массивом.

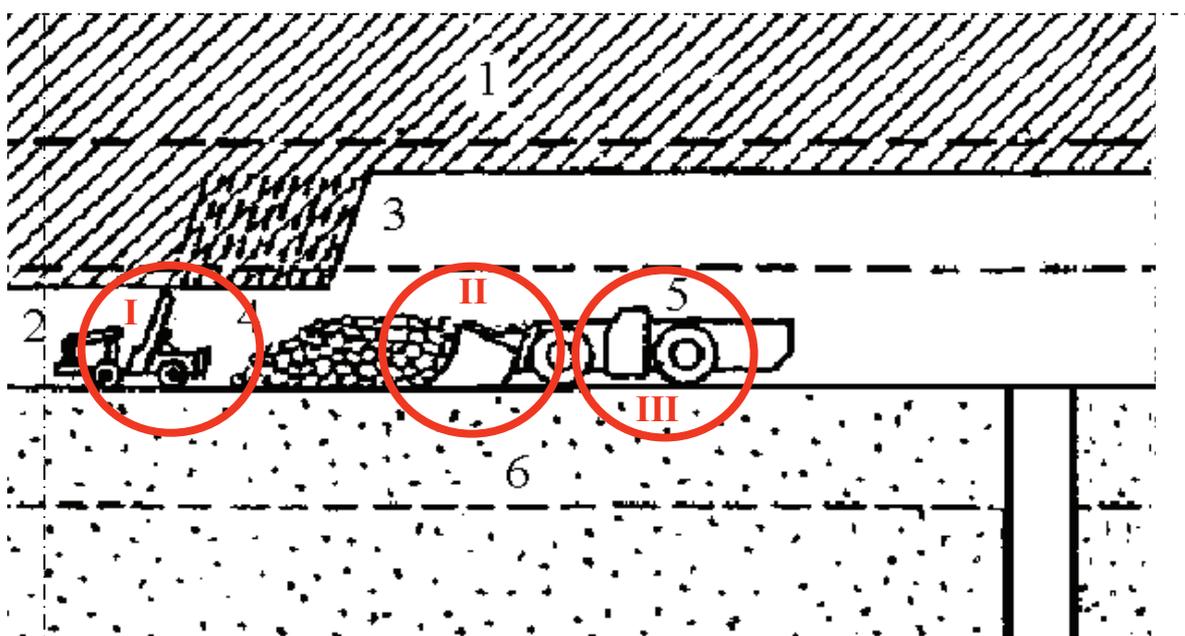


Рис. 3.3. Технологическая схема ведения очистных работ буровзрывным способом: 1 – рудное тело; 2 – самоходная буровая установка; 3 – шпуры; 4 – отбитая руда; 5 – погрузочная машина; 6 – закладочный массив

На выбор бурового оборудования оказывают влияние: крепость и абразивность пород, мощность рудного тела, высота и ширина призабойного пространства, прочность закладочного массива, технология БВР и др.

II зона характеризуется взаимодействием погрузочно-доставочного оборудования с отбитой горной массой и контуром очистной выработки, формируемым висячим и лежачим боками жилы.

На выбор погрузочно-доставочного оборудования оказывают влияние: конструктивные параметры блока (длина, высота и ширина призабойного пространства), кусковатость горной массы, неровность (гипсометрия) боков очистной выработки после БВР.

Длина очистного блока определяет путь пробега погрузочной машины и время выполнения процесса погрузки.

Высота призабойного пространства выработки определяет максимально возможную высоту подъема ковша у погрузочной машины.

Ширина определяет предельную ширину захвата для скреперов, устройств зачерпывающего механизма у ковшовых погрузочных машин и емкость ковша, количество одновременно работающих в забое машин, количество перфораторов, объем работ по подкидке породы, находящейся вне пределов досягаемости транспортных машин и др.

Гипсометрия боков очистной выработки после БВР определяет адаптационную способность погрузочно-доставочного оборудования.

III зона характеризуется взаимодействием погрузочно-доставочного оборудования с закладочным массивом.

На выбор погрузочно-доставочного оборудования оказывают влияние технология ведения закладочных работ, состав закладочной смеси, устойчивость вмещающих пород, вид движителя (гусеничный, пневмоколесный, рельсовый).

Состав закладочной смеси определяет время схватывания закладочного массива, что особо актуально при внедрении в производство системы разработки с закладкой выработанного пространства, так как именно этот процесс идет наиболее медленно, поэтому время твердения закладки является стадией, лимитирующей скорость ведения очистных работ. Из-за длительного срока набора прочности, соответствующей применяемым транспортным средствам, доставка руды по закладочному массиву является самым несовершенным процессом.

Учитывая, что некоторые факторы являются общими для указанных процессов, была разработана структурно-логическая схема обоснования параметров технологических схем разработки жильных месторождений с закладкой выработанного пространства, которая представляет собой комплексную взаимодействующую систему «массив горных пород – погрузочно-доставочное оборудование – закладочный массив» (рис. 3.4).

Для основных процессов очистных работ установлены горно-геологические, горнотехнические и экономические признаки, характеризующие взаимодействующие системы, а также сгруппированы основные факторы, определяющие взаимодействие этой системы.

На основе анализа современных методик исследований в структурно-логической схеме были рассмотрены и рекомендованы для каждой подсистемы методы исследования факторов, определяющих взаимодействие системы в целом.

Рис. 3.4

3.3. Методика управления параметрами призабойного пространства при применении самоходного погрузочно-доставочного оборудования в очистных блоках

Для разработки весьма тонких крутопадающих жил на зарубежных золотодобывающих предприятиях эффективно применяется технология селективной выемки рудных тел с закладкой выработанного пространства.

Подобные технологические схемы неоднократно испытывались на рудниках СНГ, однако, несмотря на высокое качество добываемой руды, системы разработки с отдельной выемкой жильной массы и пустых пород из-за высокой трудоемкости закладочных работ и низкой производительности процесса доставки руды в блоках утратили свое значение. При обосновании ресурсосберегающих технологических схем разработки золоторудных месторождений Украины особое внимание следует уделять повышению качества добываемой руды – за счет отдельной выемки ее и закладке выработанного пространства пустой породой.

Поэтому целью настоящей методики является обоснование конструктивных параметров очистного блока, повышение адаптационных возможностей транспортных средств и совершенствование процесса формирования закладки.

При доставке руды погрузочно-доставочной машиной важным технологическим параметром процесса закладки выработанного пространства является формирование предельно-допустимой толщины слоя закладочного массива. Обусловлено это тем, что при восходящей выемке руды слоями операции по бурению и заряданию шпуров, а также процесс погрузки взорванной руды осуществляются с твердеющей закладки. В соответствии с паспортом БВР между кровлей и поверхностью закладочного массива постоянно должна сохраняться нормативная высота призабойного пространства, при которой обеспечивается сохранение технологического зазора h_T – минимально допустимое по правилам безопасности (ПБ) расстояние между кровлей и вертикально поднятым ковшем погрузочной машины. Технологический зазор h_T необходим для свободного маневрирования машины в блоке с вертикально поднятым ковшом (рис. 3.5, а). Параметром, определяющим адаптивность погрузочной машины при доставке руды в блоке, является технологический зазор b_T по ширине призабойного пространства.

Вышеизложенные требования определяют параметры буровзрывных и закладочных работ.

В соответствии с настоящей методикой толщина закладочного слоя определяется объемом укладываемого материала, коэффициентами его пористости и усадки. При формировании проектной высоты призабойного пространства (расстояние между горизонтальной поверхностью закладочного слоя и максимальным выступом кровли) устанавливается предел уплотнения закладочного материала, а также прогнозируется технологический зазор h_T , который определяется конструктивными параметрами погрузочной машины.

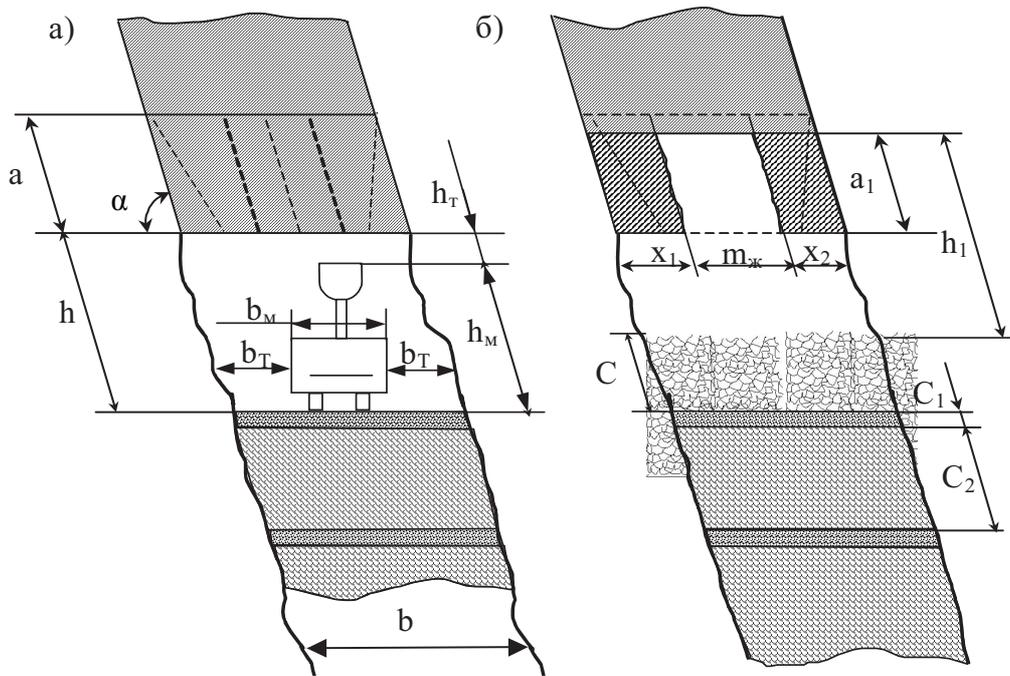


Рис. 3.5. Расчетная схема управления параметрами призабойного пространства: b – ширина очистной выработки, м; a – глубина шпуров, м; a_1 – шаг перемещения забоя, м; h – расстояние от поверхности закладочного слоя до обуриваемой кровли, м; h_1 – высота свободного рабочего пространства над взорванной горной массой, м; α – угол падения жилы, град; $m_{ж}$ – мощность жилы, м; $x = x_1 + x_2$ – ширина присечки боковых пород, м; C – высота взорванной горной массы, м; C_1 – высота слоя быстротвердеющей закладки, м; C_2 – высота слоя сухой закладки, м; b_T и h_T – технологические зазоры соответственно ширины и высоты согласно ПБ, м; b_m – минимальная конструктивная ширина погрузочной машины, м; h_m – максимально возможная высота подъема ковша у погрузочной машины, м [106]

В соответствии с расчетной схемой (рис. 3.5, б) объем горной массы, подлежащей погрузке, при коэффициенте разрыхления K_p :

$$V = a_1 \cdot b \cdot l \cdot k_p \text{ м}^3, \quad (3.1)$$

где l – длина полублока, м.

Ширина очистной выработки:

$$b = m_{ж} \geq b_{\min} = b_m + 2b_T \text{ м}, \quad (3.2)$$

где b_{\min} – минимальная конструктивная ширина очистной выработки по адаптации погрузочной машины; b_T – 200 мм с каждой стороны [107].

Высота слоя взорванной горной массы:

$$c = \frac{V}{l \cdot b} = a_1 \cdot k_p \text{ м}. \quad (3.3)$$

Планируемая минимальная высота от поверхности закладочного слоя до обуриваемой кровли:

$$h = h_1 - a_1 + C \geq h_{\min} = h_m + h_T \text{ м}, \quad (3.4)$$

где h_{\min} – минимальная конструктивная высота очистной выработки по адаптации погрузочной машины; h_T = 200 мм [107].

При $b_{min} > m_{эс}$ целесообразно применять селективную выемку жилы с последующей присечкой x боковых пород лежачего x_1 и висячего x_2 боков до необходимой ширины b_{min} , тогда формула (3.2) примет вид:

$$b = m_{эс} + x \text{ м},$$

где $x = x_1 + x_2$ – суммарная величина присечки боков очистного пространства.

Размер минимальной $x_{min} = x$ присечки боковых пород определяют из условия постоянства размера при циклической отработке жилы.

Объем отбитой породы присечки в разрыхленном состоянии:

$$V_n = a_1 x_{min} \ell K_p, \quad (3.5)$$

а объем нижнего слоя закладки соответственно равен:

$$V_3 = C_2 (m_{эс} + x_{min}) \ell, \quad (3.6)$$

где $C_2 = a_1 - C_1$, а C_1 принимаем равным 150-200 мм.

Приравняв выражения (3.5) и (3.6), получим:

$$x_{min} = \frac{m_{эс} (a_1 - C_1)}{a_1 (K_p - 1) + C_1}. \quad (3.7)$$

Из выражения (3.7) следует, что ширина присечки обратно пропорциональна коэффициенту разрыхления боковых пород.

Предлагаемая нами ресурсосберегающая технология селективной выемки тонких крутопадающих жил предусматривает использовать в качестве закладочного материала породу, присекаемую с боков очистного пространства. Так как объем отбитой породы присечки определяется коэффициентом разрыхления K_p , то для практических целей можно, с достаточной степенью точности, определить значение коэффициента пористости сухой закладки:

$$K_n = K_p - 1. \quad (3.8)$$

Уплотнение закладочного массива будет различным для разных материалов и будет характеризоваться величиной коэффициента усадки K_y , на величину которого большое влияние оказывает давление от веса закладочного материала и внешних сил. Коэффициент усадки изменяется в зависимости от способа закладочных работ, составляя при сухой закладке (самотечной с уплотнением массива взрывом) 10-15%, при пневматической 10-12%, при гидравлической 5-12% и при твердеющей 0,5-4%.

Тогда толщина слоя сухой закладки

$$C_2 = \frac{a_1}{k_y} - C_1,$$

а величина минимальной присечки боковых пород:

$$x_{min} = \frac{m_{эс} (a_1 / K_y - C_1)}{a_1 (K_p - 1 / K_y) + C_1} \text{ м}.$$

Если $x > x_{min}$, то необходимо часть отбитой породы присечки удалять из очистного блока в объеме равном V_0 , для соблюдения условия постоянства размера при циклической отработке жилы

$$V_0 = V_3 - V_n = \ell (C_2 (m_{эс} + x) - a_1 x K_p) \text{ м}^3, \quad (3.9)$$

где V_3 – объем сухой закладки, м^3 .

Экспериментально подтверждено, что V_0 существенно зависит от величины $(x - x_{min})$, т.е. чем она больше, тем больше породы необходимо удалять из блока.

Решая задачу выбора и обоснования рациональных средств транспортирования отбитой руды по закладочному массиву, уложенному в очистной выработке с изменчивой формой по падению и простиранию, рассмотрим следующие варианты доставки:

- скреперная доставка;
- доставка ковшовой погрузочно-доставочной машиной;
- доставка руды ковшовой погрузочно-транспортной машиной с аккумуляющим бункером [108].

Исследование процесса доставки руды по закладочному массиву выполняется для следующих горно-геологических условий: мощность жилы $m_{жс} = 1,2$ м; угол залегания $\alpha = 75-80^0$; крепость пород $f = 10-12$; объемная масса $\gamma = 2,7-2,8$ т/м³; длина выемочного блока 50 м.

Шахтными наблюдениями установлено, что призабойное пространство очистного блока повторяет направление залегания рудных тел как по падению, так и по простиранию и принимает стохастически изменяющуюся пространственную форму. Криволинейная форма забоя по простиранию снижает маневренность, а следовательно, и производительность машин и механизмов, работающих в блоке. Выравнивание забоя путем присечки боковых пород приводит к значительному разубоживанию ценных руд, увеличивает затраты на транспортировку отбитой горной массы и ее обогащение.

Анализируя зарубежный опыт разработки золоторудных месторождений системами с закладкой выработанного пространства, следует отметить, что при выемке жил мощностью до 1,5 м применяется исключительно скреперная доставка. Производительность скреперной лебедки определяется длиной транспортирования и параметрами установки. Однако, известные методики [109, 110] обоснования параметров скреперной доставки не учитывают влияния буровзрывных работ на поверхность боков очистной выработки. В данной работе рассмотрены серийно выпускаемые скреперные лебедки и выполнены проверочные расчеты их производительности при транспортировке руды в выработках изменчивого направления. Выбор типоразмера и обоснование рациональной ширины ковша скрепера для забоев тонкожилых месторождений осуществлялись путем согласования конструктивных параметров скреперной установки с минимальной шириной очистной выработки (рис. 2.3)

$$B = k_{uu} \cdot m_{min}$$

где B – ширина выработки, м; k_{uu} – коэффициент, учитывающий способ захвата груза (0,4-0,6 для скреперов верхнего захвата).

При ширине выработки $b < 1,2$ м и $K_{uu} = 0,5$ ширина скрепера будет: $B \leq 0,6$ м.

Установлено, что самый малый серийно выпускаемый скрепер скребкового типа СГ-0,16 не подходит для выработок шириной $b < 1,2$ м. Поэтому размеры нужного скрепера пересчитывают по подобию [109]:

$$K_m = \sqrt[3]{\frac{V_2}{V_1}},$$

где V_2 и V_1 – соответственно емкость необходимого и исходного скреперов.

Тогда коэффициент подобия можно найти из соотношения ширины необходимого и исходного скреперов:

$$K_m = \frac{B}{B_u} = \frac{0,6}{0,9} = 0,66,$$

где $B = 0,6$ м – ширина необходимого скрепера по условию его сопряжения с шириной выработки; $B_u = 0,9$ м – ширина скрепера СГ-0,16.

Емкость необходимого скрепера найдем в соответствии с [109]:

$$V_c = K_{ск} B H^2 = 0,054 \text{ м}^3,$$

где $K_{ск} = 1,0-1,1$ – для гребковых и многоковшовых скреперов.

Но даже установленный скрепер не может нормально работать при $\beta_{max} = 15^\circ$, из-за низкой адаптационной способности к неровностям очистного забоя (возникновение мертвых зон, так как скрепер имеет прямолинейный профиль трассы) (рис. 2.10).

Ширина проектируемого скрепера проверяется по кусковатости:

$$B \geq (2 - 2,5) \cdot d_{max},$$

где d_{max} – максимальный размер куска горной массы, м.

Согласно выполненным расчетам при минимальной ширине очистной выработки $b < 1,2$ м максимальный размер куска равен $d_{max} = 0,24$ м. С учетом рассчитанного размера куска породы составляется паспорт БВР и выбирается диаметр секции трубы $D_{руд}$ для рудоспуска, который должен соответствовать условию:

$$D_{руд} = (3 - 5) \cdot d_{max} \text{ м.}$$

В соответствии с расчетной схемой (рис. 3.5) объем горной массы, подлежащей погрузке при коэффициенте разрыхления, равном $K_p = 1,5$, будет 81 м^3 .

В соответствии с расчетами по [109] время цикла $T_u = 45$ с, тогда при непрерывной работе скреперной установки с одним скрепером емкостью $0,054 \text{ м}^3$ время доставки руды в блоке к рудоспуску составит ≈ 27 часов.

Увеличить размеры скрепера из-за малой ширины очистной выработки не представляется возможным. Для уменьшения времени доставки горной массы можно применить многоковшовый скрепер, состоящий из трех одинаковых последовательно соединенных скреперов емкостью $0,054 \text{ м}^3$, в комплексе со скреперной лебедкой 17ЛС-2П, выпускаемой Криворожским машиностроительным заводом, что позволяет снизить время до 9 часов.

Следует отметить, что все выпускаемые скреперные лебедки имеют одностороннее управление. При ремонте лебедки с левого полублока в правый ее нужно разворачивать каждый раз в плане на 180° . Для устранения этой операции можно рекомендовать на перспективу спроектировать специальную двухбарабанную скреперную лебедку для разработки жил с двухсторонним управлением и расположением двигателя над канатным барабаном

Для разработки тонких жил французская фирма «France Loader» выпускает малогабаритную погрузочно-доставочную машину СТ500HE Microscoop, кото-

рая успешно работает в выработке криволинейной формы при ширине 1,6-1,8 м. Технологические параметры машины позволяют ей свободно передвигаться в забое с величиной изменчивости динамической оси $\Delta a = 12-15^\circ$ на участке длиной 5 м при минимальной величине разубоживания отбиваемой руды.

В соответствии с графиком эксплуатационной производительности машины СТ500НЕ [41] при дальности доставки 25 м и скорости движения 5 км/ч машина выполняет 33 цикла в час при массе груза в ковше 0,6 т.

В случае допустимости разубоживания разработку жилы в условиях ЗЖРК рекомендуется осуществлять путем увеличения выемочной мощности с 1,2 м до 1,6 м, тогда объем отбитой горной массы составит 108 м^3 , а время доставки ее к рудоспуску при непрерывной работе машины ≈ 10 часов.

Применение погрузочно-доставочной машины особо малого типоразмера упрощает технологию ведения горных работ в блоке по доставке горной массы по сравнению со скреперной установкой. При такой схеме работ отпадает необходимость в операциях по устройству и демонтажу настила по поверхности закладочного массива, так как пневмоколесный ход машины позволяет передвигаться по затвердевшей поверхности закладочного слоя. Применение самоходной машины дает возможность горным работам следовать жиле, в отличие от скреперной установки, в которой трасса – прямолинейная.

Погрузочно-транспортные машины малого типоразмера с ковшовым рабочим органом и аккумулялирующим бункером отечественного производства МПДН-1 [111] и зарубежного ЕМСО-803 [112], САВО-310 имеют общую ширину 1,77-1,85 м и широко применяются в мировой практике для доставки горной массы к рудоспуску на расстоянии до 100 м и вынимаемой мощности $m > 2$ м.

Машины такого типа имеют пневмоколесную ходовую часть, позволяющую перемещаться со скоростью 5 км/ч непосредственно по поверхности затвердевшего закладочного слоя без устройства настилов. Машины работают в челночном режиме. Недостатком таких машин является большая ширина, что ограничивает их применение при разработке жил. Применять такие машины целесообразно при селективной выемке жилы с последующей подрывкой боковых пород висячего или лежащего бока до необходимой по ПБ ширины выработки и укладке отбитой породы в закладочный слой.

Таким образом, для успешного развития золотобывающей отрасли на Украине необходимо создать малогабаритную погрузочно-доставочную машину, которая кроме проектной производительности должна обеспечивать высокую адаптационную способность в условиях постоянно изменяющихся элементов залегания рудного тела. Обоснования конструктивных параметров рекомендуемых машин необходимо решать с помощью имитационного моделирования их адаптационной способности.

3.4. Имитационное моделирование адаптационной способности ПДМ в условиях изменчивой гипсометрии рудных тел

В качестве объекта имитационного моделирования была принята малогабаритная погрузочно-доставочная машина с наименьшими конструктивными

параметрами Ст 500HE Microscoop, выпускаемая французской фирмой «Equipment Mining» для разработки рудных тел малой мощности, с конструктивными параметрами, приведенными на рис. 3.6. Техническая характеристика машины представлена в табл. 1.1.

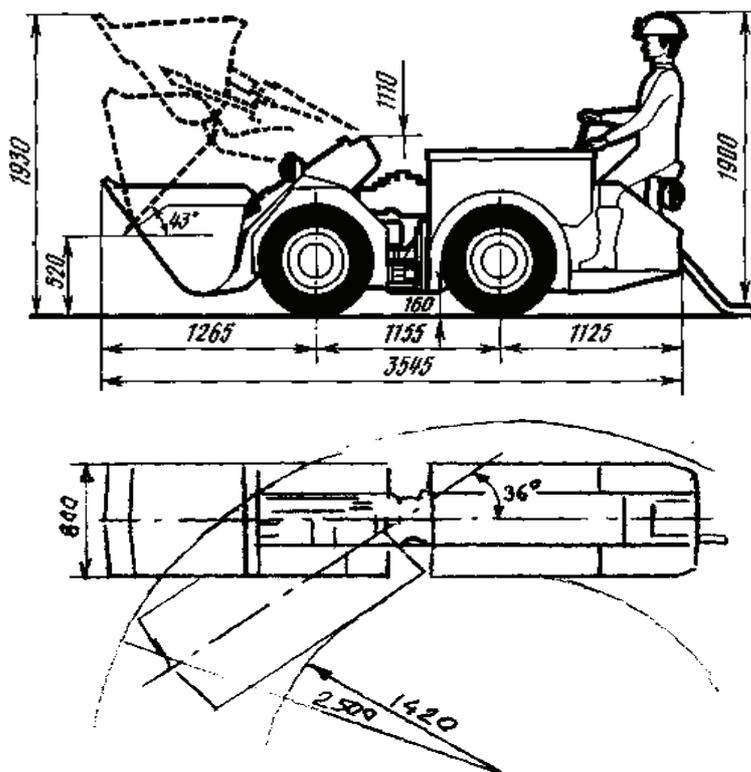


Рис. 3.6. Погрузочно-доставочная машина СТ-500 HE Microscoop

Теоретико-экспериментальная задача обоснования конструктивных параметров погрузочно-доставочной машины решается путем имитационного моделирования адаптационных возможностей ее конструкции в узкой очистной выработке, стохастически изменяющей свое направление и пространственную форму в результате ведения буровзрывных работ и необходимости следования по рудному телу [113].

На основании выполненного структурного анализа рельефа висячего и лежачего боков очистного пространства, образованного при направленном бурении, были построены аппроксимирующие поверхности очистной выработки с вынимаемой мощностью $m_в$, амплитудой выступов и впадин $A_{в.вп.} = 0,2 - 0,25$ м и радиусами кривизны лежачего $r_л$ и висячего $r_в$ боков, отражающими изменение азимута простирания и угла падения жилы $\Delta\beta = 15^\circ$ на участке 5 м.

Решение задачи поиска параметров погрузочно-доставочной машины для обеспечения работоспособности ее в очистных забоях, которые могут существенно меняться на единицу длины выработки, реализовано в виде программы *Poisk bl* [114].

Для описания алгоритма и собственно программы определения параметров машины формулируем постановку задачи, решаемой на ЭВМ. Требуется найти

наибольшую длину ℓ прямоугольника фиксированной ширины b , вписанного в область D_i ограниченную слева и справа вертикальными прямыми $X=x_0$ и $X=x_N$, а сверху и снизу произвольными кривыми $f_u(X)$ и $f_e(X)$ соответственно (рис. 3.7):

$$D = \{(X, Y), X \geq X_0; X \leq X_N; Y \leq f_u(X); Y \geq f_e(X)\}$$

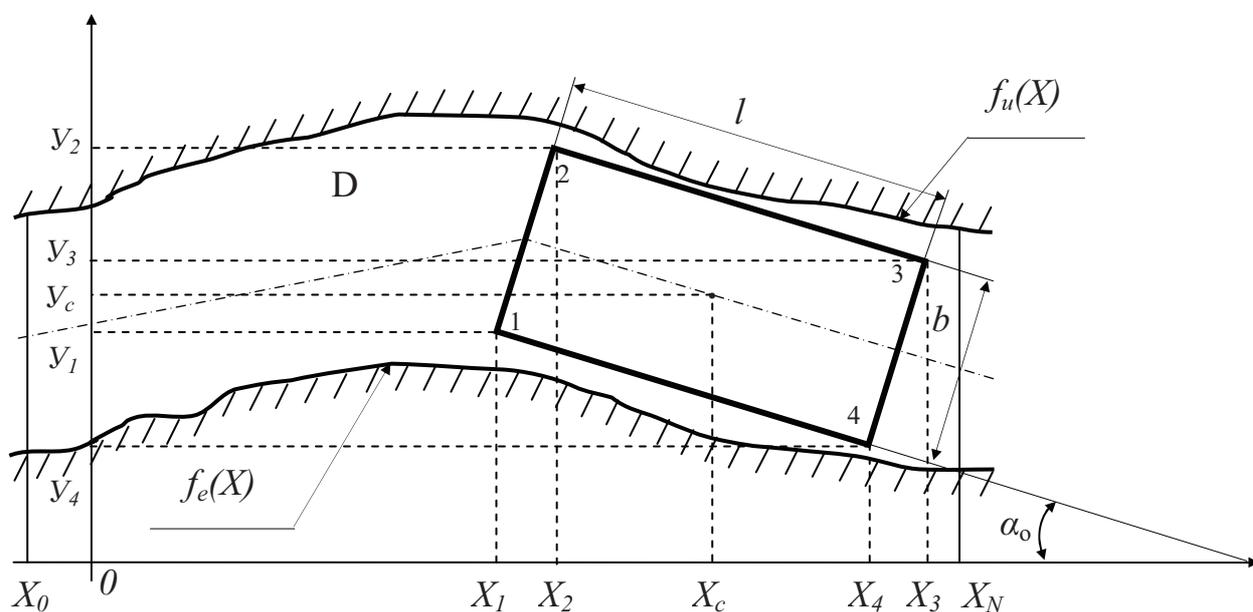


Рис. 3.7. Адаптация погрузочно-доставочной машины к изменениям динамической оси и гипсометрии боков очистной выработки: $[x_0, x_N]$ – интервал поиска оптимальной длины погрузочной машины; X_c, Y_c – координаты центра тяжести прямоугольника, описывающего погрузочно-доставочную машину; $(X_1, Y_1), (X_2, Y_2), (X_3, Y_3), (X_4, Y_4)$ – координаты вершин прямоугольника; $f_u(X)$ и $f_e(X)$ – произвольные кривые, ограничивающие ширину очистной выработки

Прежде чем перейти к собственно описанию алгоритма, предварительно детализируем положение машины в очистном забое.

Ширину b и длину ℓ прямоугольника, зная координаты, можно вычислить:

$$b = \sqrt{(X_1 - X_2)^2 + (Y_1 - Y_2)^2} = \sqrt{(X_3 - X_4)^2 + (Y_3 - Y_4)^2};$$

$$\ell = \sqrt{(X_1 - X_3)^2 + (Y_1 - Y_3)^2} = \sqrt{(X_2 - X_4)^2 + (Y_2 - Y_4)^2}.$$

Координаты вершин прямоугольника связаны с координатами центра тяжести и между собой соотношениями:

$$X_1 = X_c - \frac{\ell - kb}{2\sqrt{1+k^2}}; Y_1 = Y_c - \frac{\ell k + b}{2\sqrt{1+k^2}};$$

$$\left. \begin{aligned} X_2 &= X_1 - b \cdot \sin \alpha = X_1 - \frac{kb}{\sqrt{1+k^2}} = X_c - \frac{\ell + kb}{2\sqrt{1+k^2}} \\ Y_2 &= Y_1 + b \cdot \cos \alpha = Y_1 + \frac{b}{\sqrt{1+k^2}} = Y_c - \frac{\ell - kb}{2\sqrt{1+k^2}} \end{aligned} \right\}$$

$$\left. \begin{aligned} X_3 &= X_1 - \ell \cdot \cos \alpha = X_1 + \frac{\ell}{\sqrt{1+k^2}} = X_c + \frac{\ell + kb}{2\sqrt{1+k^2}} \\ Y_3 &= Y_1 + \ell \cdot \sin \alpha = Y_1 + \frac{\ell k}{\sqrt{1+k^2}} = Y_c + \frac{\ell k - b}{2\sqrt{1+k^2}} \\ X_4 &= X_3 - b \cdot \sin \alpha = X_1 + \frac{\ell - kb}{\sqrt{1+k^2}} = X_c + \frac{\ell - kb}{2\sqrt{1+k^2}} \\ Y_4 &= Y_3 + b \cdot \cos \alpha = Y_1 + \frac{\ell k + b}{\sqrt{1+k^2}} = Y_c + \frac{\ell k + b}{2\sqrt{1+k^2}} \end{aligned} \right\}$$

где $k = \operatorname{tg} \alpha$ – тангенс угла наклона прямой, проходящий через точки (X_1, Y_1) и (X_3, Y_3) или (X_2, Y_2) и (X_4, Y_4) .

Отсюда легко получить и другие соотношения между координатами вершин и центра тяжести прямоугольника, например:

$$\left. \begin{aligned} X_c &= X_1 + \frac{1}{2}(\ell \cdot \cos \alpha - b \cdot \sin \alpha) = X_1 - \frac{\ell - kb}{2\sqrt{1+k^2}} \\ Y_c &= Y_1 + \frac{1}{2}(\ell \cdot \sin \alpha + b \cdot \cos \alpha) = Y_2 + \frac{\ell k + b}{2\sqrt{1+k^2}} \end{aligned} \right\}$$

Для описания алгоритма, заложенного в программе, вначале задаются основные параметры задачи, где X_O – начальная координата поиска; X_N – конечная координата поиска; b – ширина прямоугольника (ширина погрузочно-доставочной машины); α_0 – начальный угол наклона оси выработки к горизонту (к оси OX); L – длина участка поиска: $L \leq X_N - X_O$.

Затем задаются параметры поиска: α_x – интервал поиска по углу α , т.е. поиск оптимальных размеров проводится в интервале углов $\alpha(x) \in [\alpha_{\min}, \alpha_{\max}]$, где угол $\alpha(x)$ определен ниже; $\Delta \alpha$ – шаг по углу поиска; ΔX_O – шаг поиска по длине прямоугольника при фиксированном угле α ; ΔX – шаг поиска по оси координат X ; ΔY – шаг поиска по оси координат Y .

Производится описание кривых $f_u(X)$ и $f_e(X)$. Каждая из кривых задается точками:

$$\begin{aligned} f_u(x) &: (x_i^{(u)}, y_i^{(u)}), i = 1, \dots, N_u \text{ (группа точек V);} \\ f_e(x) &: (x_j^{(e)}, y_j^{(e)}), j = 1, \dots, N_e \text{ (группа точек L).} \end{aligned}$$

Координаты этих точек выбираются так, чтобы они начинались левее точки X и заканчивались правее X_N , то есть существуют такие номера k_L и k_R , что

$$\begin{aligned} x_1^{(u)}, x_2^{(u)}, \dots, x_{k_L}^{(u)} &< x_0; x_N < x_{k_R}^{(u)}, x_{k_R+1}^{(u)}, \dots, x_{N_u}^{(u)}; \\ x_1^{(e)}, x_2^{(e)}, \dots, x_{k_L}^{(e)} &< x_0; x_N < x_{k_R}^{(e)}, x_{k_R+1}^{(e)}, \dots, x_{N_e}^{(e)}. \end{aligned}$$

Для описания кривых $f_u(X)$ и $f_e(X)$ и вычисления их значений в любой точке $X \in [X_1^{(u)}, X_{N_u}^{(u)}] \cap [X_1^{(e)}, X_{N_e}^{(e)}]$ по каждой группе точек V и L проводится интерполяция с помощью кубических сплайнов с натяжением. В результате вычисляются параметры сплайнов для каждой кривой:

$$\begin{aligned} M_i^{(u)}, i = 1, \dots, N_u - 1 &\text{ – для кривой } f_u(X); \\ M_j^{(e)}, j = 1, \dots, N_e - 1 &\text{ – для кривой } f_e(X). \end{aligned}$$

Значение функций $f_u(X)$ и $f_e(X)$ в точке i теперь можно вычислить по формулам:

$$f_u(x) = M_i^{(u)} \frac{Sh\left[\sigma\left(x_{i+1}^{(u)} - x\right)\right]}{Sh\left(\sigma h_i^{(u)}\right)} + M_{i+1}^{(u)} \frac{Sh\left[\sigma\left(x - x_i^{(u)}\right)\right]}{Sh\left(\sigma h_i^{(u)}\right)} + \frac{1}{h_i^{(u)}} \times$$

$$\times \left[\left(Y_i^{(u)} - M_i^{(u)}\right)\left(X_{i+1}^{(u)} - X\right) + \left(Y_{i+1}^{(u)} - M_{i+1}^{(u)}\right)\left(X - X_i^{(u)}\right) \right];$$

$$f_e(x) = M_i^{(e)} \frac{Sh\left[\sigma\left(x_{i+1}^{(e)} - x\right)\right]}{Sh\left(\sigma h_i^{(e)}\right)} + M_{i+1}^{(e)} \frac{Sh\left[\sigma\left(x - x_i^{(e)}\right)\right]}{Sh\left(\sigma h_i^{(e)}\right)} + \frac{1}{h_i^{(e)}} \times$$

$$\times \left[\left(Y_i^{(e)} - M_i^{(e)}\right)\left(X_{i+1}^{(e)} - X\right) + \left(Y_{i+1}^{(e)} - M_{i+1}^{(e)}\right)\left(X - X_i^{(e)}\right) \right],$$

где $h_i^{(u)} = X_{i+1}^{(u)} - X_i^{(u)}$; $i = 1, \dots, N_u - 1$; $X_i^{(u)} \leq X \leq X_{i+1}^{(u)}$;

$h_i^{(e)} = X_{i+1}^{(e)} - X_i^{(e)}$; $i = 1, \dots, N_e - 1$; $X_i^{(e)} \leq X \leq X_{i+1}^{(e)}$; σ – коэффициент натяжения сплайна.

Поиск по оси X начинается с точки X_O и продолжается до точки X_N с шагом ΔX . Для каждого значения X в интервале поиска $[X_O, X_N]$ ведется поиск по оси Y , начиная с точки $Y_u = f_u(X)$ и ведется до точки $Y = f_e(X)$ с шагом ΔY . Для каждого значения X в интервале $[X_O, X_N]$ и каждого значения Y в интервале $[f_e(X), f_u(X)]$ ведется поиск по углу наклона α прямоугольника, к оси OX , начиная с угла $\alpha_{min} = \alpha(x) - \alpha_x$ до угла $\alpha_{max} = \alpha(x) + \alpha$ с шагом $\Delta \alpha$.

Угол $\alpha(x)$ вычисляется следующим образом. Предполагается, что ось выработки (область поиска D) имеет приближенно вид дуги окружности радиуса R , где

$$R = \frac{L}{2 \sin \alpha_0}.$$

Тогда угол $\alpha(x)$ в произвольной точке оси выработки с координатой X

$$\alpha(x) = \arcsin \left[\frac{(x - x_0)}{2R} \right],$$

а тангенс угла наклона прямой, проходящей через вершины прямоугольника (X_1, Y_1) и (X_3, Y_3) :

$$k(x) = \frac{\left[1 - \frac{2(x - x_0)}{L} \right] \sin \alpha_0}{\sqrt{1 - \left\{ \left[1 - \frac{2(x - x_0)}{L} \right] \sin \alpha_0 \right\}^2}}.$$

Для каждого $X \in [X_O, X_N]$, $Y \in [f_e(X), f_u(X)]$ и $\alpha(x) \in [\alpha_{min}, \alpha_{max}]$ начинается поиск по направлению, заданному углом $\alpha(x)$ вдоль сторон прямоугольника 2-4 и 1-3 до тех пор, пока каждая из сторон не пересечет ограничивающую кривую $f_u(X)$ либо $f_e(X)$. Поиск направления ведется, начиная с вершины прямоугольника 2, которая перемещается в точку с координатами (X, Y) . Шаг поиска по направлению равен ΔX_O . На каждом шаге поиска по направлению проверяется выполнение неравенств

$$Y + K(X_k - X) \leq f_u(X_k);$$

$$Y + K(X_k - X) - b\sqrt{1 + K^2(x)} \geq f_e(X_k),$$

где $X = X + K \Delta X_0$; K – количество сделанных от точки (X, Y) шагов поиска по направлению. Если неравенства выполняются, то осуществляется переход к $(k+1)$ -му шагу. Если хотя бы одно из неравенств не выполняется, то поиск по направлению прекращается и вычисляется полученная в данной точке (X, Y) в данном направлении $\alpha(x)$ длина прямоугольника:

$$\ell_{XY\alpha} = (X_n - X)\sqrt{1 + K^2(X)},$$

где X_n – координата X точки, на которой прервался поиск по направлению.

Среди всех значений $\ell_{XY\alpha}$ полученных в точке (X, Y) во всех исследуемых направлениях, выбирается наибольшее:

$$\ell_{XY} = \max_{\alpha \in [\alpha_{\min}, \alpha_{\max}]} \{ \ell_{XY\alpha} \}.$$

Среди всех значений ℓ_{XY} , полученных в точке с абсциссой X и всеми исследуемыми ординатами $Y \in [f_e(X), f_u(X)]$, выбирается наибольшее

$$\ell_X = \max_{Y \in [f_e(X), f_u(X)]} \{ \ell_{XY} \}.$$

Среди всех значений ℓ_X , полученных в интервале поиска $[X_0, X_N]$ выбирается наименьшее:

$$\ell = \min_{X \in [X_0, X_N]} \{ \ell_X \}$$

Это значение и принимается за длину прямоугольника (а значит, и исследуемой погрузочно-доставочной машины).

Используя численные значения параметров серийно выпускаемых погрузочно-доставочных машин можно дать их сравнительную и количественную оценку. Если конструктивные размеры машины L и b не соответствуют вынимаемой мощности рудного тела, то для осуществления беспрепятственного технологического маневрирования погрузочно-доставочной машины в блоке необходимо увеличить мощность присекаемых пород. Это приводит к повышению степени разубоживания руды и требует технико-экономического обоснования целесообразности применения рекомендуемых средств доставки руды в пределах проектируемых блоков или изменения технологии ведения очистных работ.

3.5. Математическая модель работы малогабаритной ковшовой погрузочной машины в режиме черпания

С позиции ресурсосбережения в работе использован системный метод обоснования конструктивных параметров малогабаритной погрузочно-доставочной машины. Рассматривая работу погрузочной машины в системе «Массив горных пород – погрузочно-доставочное оборудование – закладочный массив» обоснование параметров рекомендуемой погрузочной машины выполняется в три этапа.

На первом этапе применительно к схеме (рис. 3.5) в соответствии с правилами ПБ определяются конструктивные размеры погрузочной машины по ширине очистного пространства и высоте (минимальная ширина очистного пространства $m_{min} = 1,2$ м, неровность боков очистной выработки $b_l = b_s = 0,2-0,25$ м, изменение направления динамической оси выработки $\alpha^0 = 15$ град., шаг перемещения забоя $a_l = 2,0$ м)

На втором этапе с учетом фактической гипсометрии боков очистного пространства и изменчивости динамической оси выработки путем имитационного моделирования определяется адаптационная способность погрузочной машины, т.е. для установленной на первом этапе минимальной ширины определяется минимальная длина машины.

На третьем этапе устанавливаются конструктивные параметры рабочего органа малогабаритной погрузочно-доставочной машины при ее минимальных конструктивных размерах (длина $\ell = 3,0$ м, ширина $b = 0,8$ м, высота с поднятым ковшом $h = 1,8$ м).

Полезную емкость ковша определяют исходя из заданной технической производительности погрузочной машины

$$V_k = \frac{1,25 \cdot Q_T \cdot T}{60 \cdot k_z \cdot k_u \cdot k_p} \text{ м}^3,$$

где T – продолжительность одного цикла захвата, мин; k_z – коэффициент заполнения ковша; k_u – коэффициент, учитывающий изменение времени цикла в реальных условиях; k_p – коэффициент дополнительного разрыхления горной массы в ковше.

Коэффициент $k_z = 0,6-0,8$ зависит от плотности горной массы, ее крупности, высоты штабеля, глубины внедрения ковша в штабель и формы ковша. С увеличением сцепного веса машины, приходящегося на единицу ширины ковша, коэффициент заполнения возрастает, так как увеличивается активность исполнительного органа. Коэффициент $k_u = 0,6-0,75$ – для машин с пневматическим приводом и $k_u = 0,7-0,8$ – для машин с электрическим приводом. Коэффициент k_p при емкости ковша до $0,12 \text{ м}^3$ принимают равным $0,92$, а при большей емкости – $0,92-0,96$.

Наибольшее заполнение ковша происходит при глубине внедрения, равной длине днища ковша [115].

Для малогабаритных ковшовых погрузочных машин периодического действия, работающих в узком очистном пространстве с изменчивой динамической осью, одной из основных характеристик процесса погрузки горной массы является рабочий цикл погрузочных машин [116], который характеризуется следующим. Погрузочная машина (с ограниченными габаритами) с опущенным ковшом, перемещаясь от рудоспуска в сторону штабеля горной массы, за счет кинетической энергии движения пропорциональной массе машины и квадрату ее скорости, а также тягового усилия механизма передвижения, внедряет ковш на глубину L' в штабель. После внедрения ковша, за счет механизма подъема, ковш поворачивается в вертикальной плоскости до выхода из штабеля, зачерпывая при этом некоторый объем породы. Затем двигатель механизма подъема

выключается, ковш останавливается, и машина отъезжает к рудоспуску, где снова включается механизм подъема. При этом ковш поднимается в крайнее верхнее положение, разгружается за счет удара рукоятки об амортизатор, опускается, и погрузочная машина начинает новый рабочий цикл [117].

Теоретическая продолжительность рабочего цикла $T_{ц}$ ковшовых погрузочных машин периодического действия, как показано в работах [116, 117], является величиной аддитивной, которая складывается из затрат времени на выполнение ряда последовательных операций

$$T_{ц} = \sum_{i=1}^n t_i, \quad i = 1, 2, 3, \dots, \quad (3.10)$$

где t_0 – время необходимое для переключения рукоятки (обычно 1-2 с); t_1 – время подхода машины от рудоспуска к штабелю; t_2 – время внедрения ковша в штабель горной массы; t_3 – время зачерпывания ковшем горной массы; t_4 – время отхода машины с груженым ковшом; t_5 – время подъема ковша на разгрузку; t_6 – время разгрузки ковша; t_7 – время опускания ковша в исходное положение.

Так как время цикла есть величина обратно пропорциональная производительности, то его сокращение связано с увеличением теоретической производительности, отражающей технические возможности погрузочной машины. Кроме того, как известно [115], к основным параметрам или факторам, влияющим на продолжительность цикла, можно отнести: мощность и механическую характеристику приводных двигателей, передаточное число редукторов ходовой части машины и механизма подъема ковша, вес машины, форму и размер ковша, физико-механические свойства горной массы, а также расстояние от штабеля до рудоспуска.

Как известно [110, 115], производительность (например, теоретическая производительность, которая связана непосредственно с техническими возможностями погрузочной машины) прямо пропорциональна полезной емкости ковша V_k и обратно пропорциональна теоретическому времени рабочего цикла погрузочной машины.

Поэтому на первом этапе рассмотрим факторы, влияющие на начальное наполнение ковша при раздельном черпании ковша из штабеля горной массы. Кинематическая схема черпания ковшем горной массы плотностью ρ_0 представлена на рис. 3.8. На нем показаны возможные траектории движения передней кромки ковша в пределах контура штабеля. Вид данных траекторий, как видно из рисунка, зависит от способа зачерпывания, величины R_0 , положения центра вращения «0» и соотношения скоростей подъема и напора внедрения ковша в горную массу [118].

Обозначим глубину внедрения $L_{вн}'$, высоту штабеля $H_{ш}$ и площадь F' , определяющую начальное заполнение ковша. Траектория передней кромки ковша при последовательном выполнении операций внедрения и зачерпывания (во время поворота ковша) представляет собой дуги AB_1 и AB_2 . При этом, как видно из рис. 3.9, траектория может пересекать контур штабеля либо на горизонтальной поверхности в точке B_1 , либо на его откосе в точке B_2 в зависимости от высоты штабеля $H_{ш}$. Теоретически это можно сформулировать в виде неравенств:

$$\begin{aligned} \text{для первого случая } H_{ш} &\leq R_0 (\sin \alpha + \sin(\varphi_0 - \alpha)); \\ \text{для второго случая } H_{ш} &> R_0 (\sin \alpha + \sin(\varphi_0 - \alpha)). \end{aligned} \quad (3.11)$$

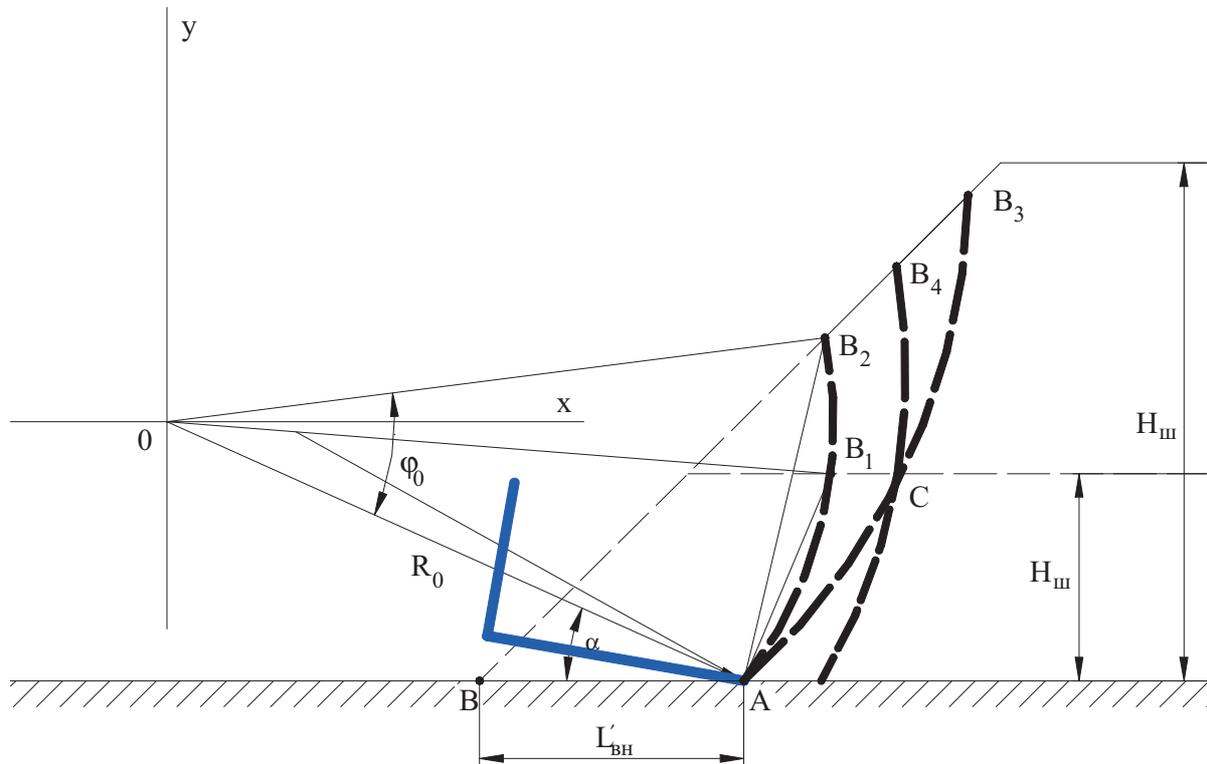


Рис. 3.8. Установленные траектории движения передней кромки днища ковша в пределах контура штабеля

При комбинированном способе зачерпывания, когда подъем внедренного на некоторую глубину ковша совмещается с продолжающимся внедрением, траектория передней кромки ковша будет соответствовать дугам AB_3 и AB_4 .

Таким образом, передняя кромка ковша днища при повороте его в вертикальной плоскости отсекает от штабеля некоторый объем горной массы, пропорциональной соответствующей площади F' . В момент выхода ковша из штабеля, объем горной массы (отсеченной от штабеля), при различных значениях высоты штабеля $H_{ш}$ и глубины внедрения $L'_{вн}$ отсекает площадь многоугольника $ВСДЕК$ (рис. 3.9), частично заполняя при этом ковш. Площадь данной фигуры теоретически близка по величине к площади F' , причем вершина $Д$ ($Д'$) лежит на перпендикуляре, протянутом к плоскости днища ковша из точки $В$ (т.е. передней кромки).

Внутри ковша горная масса располагается под углом естественного откоса β_0 с длиной l' , которая в свою очередь может быть как больше, так и меньше длины днища ковша l_k в зависимости от глубины внедрения $L'_{вн}$.

Горная масса, обращенная к штабелю откосом $СД$, имеет угол наклона к горизонту β_0' . В большинстве случаев для практических расчетов этот угол обычно принимают равным углу естественного откоса, т.е. $\beta_0 = \beta_0'$.

При этом объем горной массы, захваченной ковшем из штабеля за один рабочий цикл:

$$V_k = f_1 \cdot B_1, \quad (3.12)$$

где B_1 – ширина ковша, м; f_1 – площадь в вертикальной плоскости, ограниченная контуром ВЖЕК.

При определении площади f_1 будем считать, что высота $H_{ин} > R_0 (\sin \alpha + \sin(\varphi_0 - \alpha))$, а глубина внедрения $L_{вн}$ равна длине днища ковша, т.е. $L_{вн}' = l_k$. Для этого случая (рис. 3.10) площадь фигуры ВЖЕК будет равна:

$$f_1 = \frac{1}{2} [l_k (h + h_2) - h_1 \cdot l_0], \quad (3.13)$$

где $l_0 = |\text{ДЖ}|$.

$$\text{Но, поскольку } \begin{cases} h_2 = h - l_k \cdot \text{tg}(\beta_0 - \tau) \\ h_1 = h \cdot \cos(\beta_0 - \tau) \end{cases}, \text{ то } l_0 = |\text{ДЖ}| \text{ будет равно:} \quad (3.14)$$

$$l_0 = \frac{\cos(\beta_0 + \tau)}{\sin 2\beta_0}, \text{ где } \tau = \varphi_0 - \alpha_0, \quad (3.15)$$

формула (3.13) примет вид:

$$f_1 = \frac{1}{2} \left[2 \cdot h \cdot l_k - \frac{h^2 \cdot \cos(\beta_0 + \tau) \cdot \cos(\beta_0 - \tau)}{\sin 2\beta_0} - l_k^2 \cdot \text{tg}(\beta_0 - \tau) \right]. \quad (3.16)$$

В этой формуле неизвестной величиной является величина h , характеризующая расположение горной массы в момент выхода ковша из штабеля. При ее определении (в целях упрощения задачи) примем приближенное равенство площадей F' (фигура БАКВ) и F'' (фигура ВСДЕК). Согласно рис. 3.10

$$F' = \frac{1}{2} \left[L_{BH}' \frac{1}{\text{ctg}\beta_0 - \text{tg}\left(\alpha - \frac{\varphi_0}{2}\right)} + R_0^2 \cdot \left(\frac{\pi}{180^\circ} \varphi_0 - \sin \varphi_0 \right) \right]. \quad (3.17)$$

Учитывая, что

$$R_0 = \frac{L_{BH}' \cdot \sin \beta_0}{2 \sin \frac{\varphi_0}{2} \cdot \cos\left(\beta_0 + \alpha - \frac{\varphi_0}{2}\right)}, \quad (3.18)$$

выражение (3.16) примет вид:

$$F' = \frac{1}{2} L_{BH}'^2 \left\{ \frac{1}{\text{ctg}\beta_0 - \text{tg}\left(\alpha - \frac{\varphi_0}{2}\right)} + \frac{\left(\frac{\pi}{180^\circ} \varphi_0 - \sin \varphi_0 \right) \sin^2 \beta_0}{\left[2 \sin \frac{\varphi_0}{2} \cdot \cos\left(\beta_0 + \alpha - \frac{\varphi_0}{2}\right) \right]^2} \right\}. \quad (3.19)$$

В свою очередь из рис. 3.10:

$$F'' = \frac{1}{2} [l_k (h + h_2) + h_1 \cdot |BC|] \quad (3.20)$$

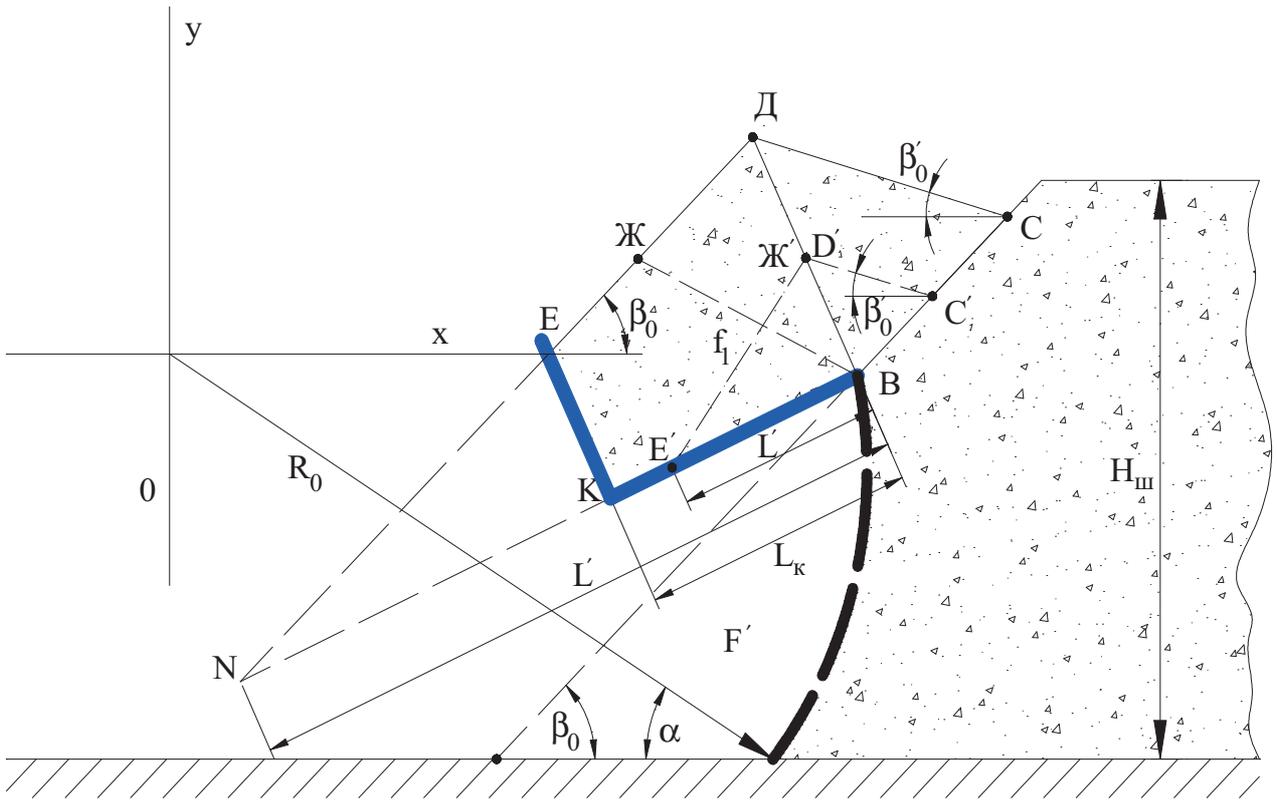


Рис. 3.9. Расположение горной массы в ковше в момент выхода его из штабеля

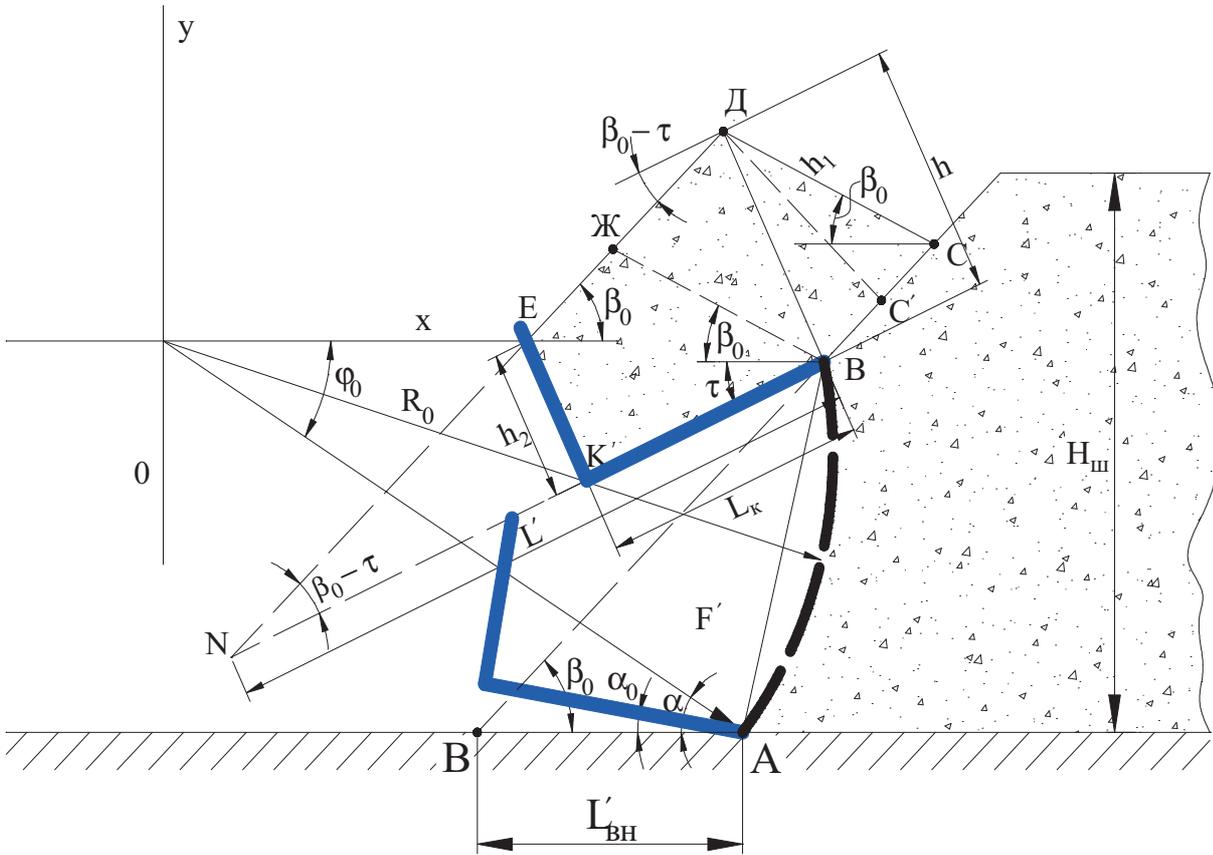


Рис. 3.10. Расчетная схема заполнения ковша горной массой

Подставляя в (3.18) значения h_1 , h_2 и величину $|BC|$ из формулы (3.15) получим:

$$F'' = \frac{1}{2} \left[2 \cdot h \cdot l_{\kappa} + \frac{h^2 \cdot \cos(\beta_0 + \tau) \cdot \cos(\beta_0 - \tau)}{\sin 2\beta_0} - l_{\kappa}^2 \cdot \operatorname{tg}(\beta_0 - \tau) \right] \quad (3.21)$$

Приравнявая $F' \approx F''$ при условии $l_{\kappa} = L_{\text{вн}}'$ определим глубину h :

$$h = d_1 \cdot L_{\text{BH}}' \quad (3.22)$$

где

$$d_1 = \frac{\sin 2\beta_0}{\cos(\beta_0 + \tau) \cdot \cos(\beta_0 - \tau)} \cdot \left\{ \frac{\frac{\sin 2\beta_0}{\cos(\beta_0 + \tau) \cdot \cos(\beta_0 - \tau)} + \frac{1}{\operatorname{ctg}\beta_0 - \operatorname{tg}\left(\alpha - \frac{\varphi_0}{2}\right)}}{\left(\frac{\pi}{180^\circ} \varphi_0 - \sin \varphi_0 \right) \sin^2 \beta_0 + \frac{\operatorname{tg}(\beta_0 - \tau)}{\left[2 \sin \frac{\varphi_0}{2} \cdot \cos\left(\beta_0 + \alpha - \frac{\varphi_0}{2}\right) \right]^2}} \right\} - \frac{\sin 2\beta_0}{\cos(\beta_0 + \tau) \cdot \cos(\beta_0 - \tau)}$$

И, окончательно подставив значение h в формулу (3.16), а полученный результат в (3.12), находим емкость ковша рекомендуемой малогабаритной погружной машины:

$$V_{\kappa} = k_1 \cdot B_1 \cdot L_{\text{BH}}'^2, \quad (3.23)$$

где

$$k_1 = d_1 - 0,5 \cdot d_1 \frac{\cos(\beta_0 + \tau) \cdot \cos(\beta_0 - \tau)}{\sin 2\beta_0} - 0,5 \cdot \operatorname{tg}(\beta_0 - \tau)$$

Из формулы (3.23) следует, что при всех прочих условиях максимальное значение емкости ковша (объема) есть функция $f(k_1 B_1 L_{\text{BH}}'^2)$ и $V_{\kappa_{\max}}$ при $\beta_0 = \frac{\pi}{2}$. С другой стороны, значение наполнения ковша в полной мере зависит от частоты его внедрения в горную массу [119].

Для установления зависимости объема наполнения ковша от текущего времени воспользуемся прямо пропорциональным соответствием скорости наполнения от количества загружаемой горной массы при сдерживающих факторах, к которым обычно относят максимальный объем загрузки [115].

$$\frac{dV}{dt} = k \cdot V(b - V), \quad (3.24)$$

где $\frac{dV}{dt}$ – скорость заполнения объема ковша, $\text{м}^3/\text{с}$; k – коэффициент загрузки ковша; V – текущее значение заполнения объема ковша при одноразовом внедрении, м^3 ; b – максимальное заполнение ковша.

Приведем дифференциальное выражение (3.24) к безразмерным величинам: $V = V_{min}/V_{max}$; $b=1$ при $t = t_i$.

Тогда представим (3.24) в виде:

$$\int \frac{dV}{V(b-V)} = \int k \cdot dt, \quad (3.25)$$

Разобьем интеграл в правой части на два слагаемых и проинтегрируем:

$$\frac{1}{b} \left[\int \frac{dV}{V} + \int \frac{dV}{b-V} \right] = \int k dt. \quad (3.26)$$

Получим

$$\frac{1}{b} [\ln V - \ln(b-V)] = kt - C_1. \quad (3.27)$$

При этом постоянную интегрирования C_1 определим из начальных условий $C_1 = -\frac{1}{b} \ln a$, где a – первоначальный объем заполнения ковша.

Из (3.27) получим окончательный результат:

$$V_{(t)} = \frac{b}{1 + a \cdot e^{-bkt}}. \quad (3.28)$$

Из (3.28) видно, что текущее значение заполнения ковша зависит от величин “ a ” и “ k ”. Обозначим $\tilde{a} = k_1$, тогда (3.28) перепишем в виде:

$$V_{(t)} = \frac{1}{1 + k_1 \cdot e^{-kt}}. \quad (3.29)$$

Значение величин k_1 и k зависят от различных факторов – физико-механических свойств горной породы, ее крепости, кусковатости и т.д., а также от способа внедрения ковша в горную массу.

В ряде работ для увеличения производительности работы ковшовой машины предложены различные способы интенсификации процесса загрузки [115, 118]. Так, например, в ИГТМ НАНУ разработан способ интенсификации заполнения ковша с использованием вибровозбудителя в виде вибропогрузчика. В качестве вибровозбудителя рекомендуется использовать гидро- или пневмопульсаторы с частотой пульсаций 10-15 Гц и амплитудой колебаний загрузочной кромки ковша $A = 3-5$ мм. При этом коэффициенты k_1 и k возрастают до величины 0,6-0,8.

На рис. 3.11. приведены графики зависимости величины заполнения объема ковша от интенсивности внедрения его в горную массу без наложения и с наложением вибрации на ковш. Графические зависимости получены с помощью программы *Mathcad 2000*.

Из установленных зависимостей следует, что при традиционной загрузке, для одного и того же объема, требуется большее количество черпаний, чем с вибропогрузчиком. Таким образом, использование вибровозбудителя, как во время внедрения ковша в горную массу, так и во время разгрузки, позволит при одних и тех же геометрических характеристиках ковша увеличить производительность работы погрузочно-доставочной машины.

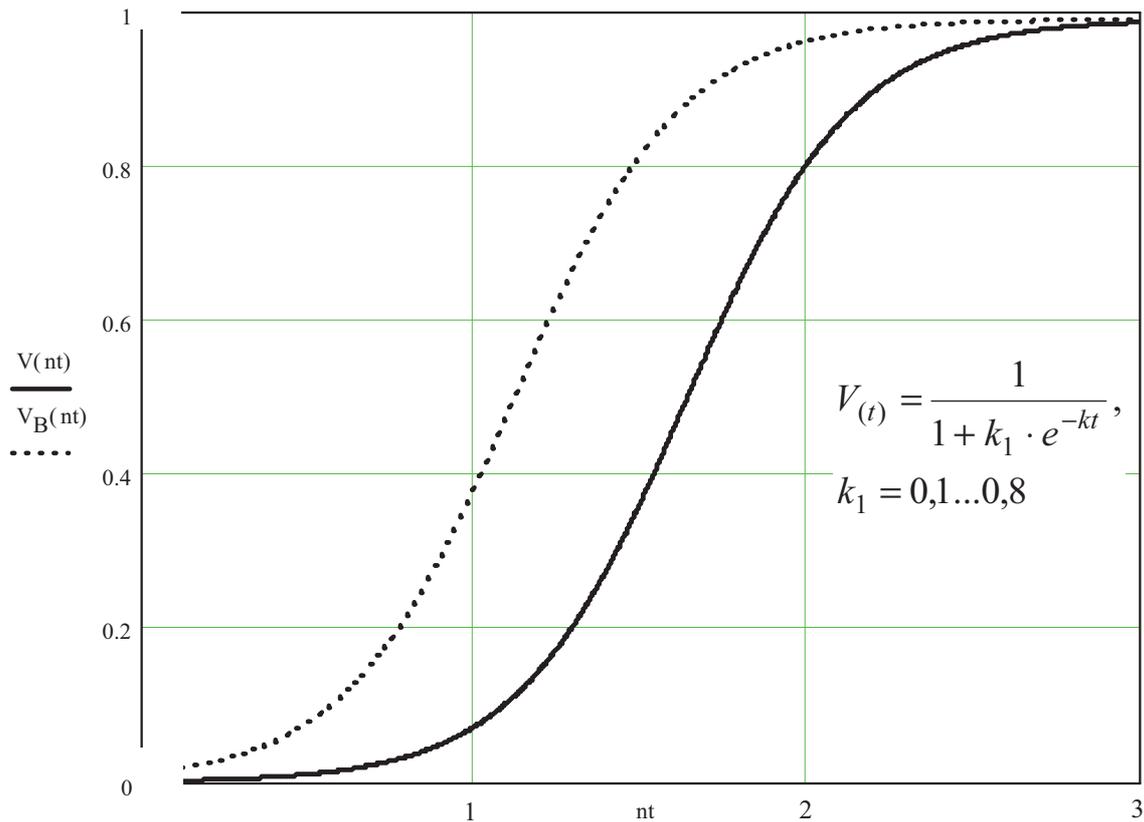


Рис. 3.11. Зависимость наполнения ковша от частоты внедрения его в горную массу: — обычный ковш; виброковш

$$nt = \frac{\bar{t}_q}{t},$$

где t_q – среднеарифметическое время цикла черпания; t – текущее время единичного черпания.

Так, в соответствии с расчетной схемой (см. рис. 3.5) объем горной массы, подлежащей погрузке, при длине полублока 25 м, шаге перемещения забоя 1,8 м, коэффициенте разрыхления, равном $K_p = 1,5$, и выемочной мощности 1,2 м будет составлять 81 м^3 , тогда время доставки жильной массы к рудоспуску при непрерывной работе малогабаритной погрузочно-доставочной машины с жестким ковшом ≈ 10 часов, а при виброковше – ≈ 7 часов.

При определении геометрических размеров ковша на перекатывающейся рукояти принимают следующие соотношения:

$$l_k = 1,14\sqrt[3]{V_k}, B_k = l_k, h_D \approx 0,4 \cdot l_k, H \approx 1,2 \cdot l_k,$$

где l_k – длина днища ковша; B_k – ширина ковша; H – высота ковша спереди; h_D – высота днища ковша.

Установлены следующие конструктивные параметры ковша малогабаритной погрузочно-доставочной машины: $V_k = 0,3 \text{ м}^3$, $l_k = B_k = 0,76 \text{ м}$, $H = 0,91 \text{ м}$, $h_D = 0,3 \text{ м}$.

Поскольку черпание осуществляется напором погрузочной машины в штабель горной массы, сцепной вес определяется:

$$G_c = n \frac{P_{BH}}{\Psi - z(W_m + W_k - W_d)} \text{Н},$$

где n – коэффициент запаса, равный 1,1-1,15; P_{BH} – расчетное усилие внедрения ковша в штабель, Н; Ψ – коэффициент сцепления колес с закладочным массивом; z – соотношение между рабочим и сцепным весом машины; W_m – ходовое сопротивление машины; W_k – сопротивление машины на закруглениях, обычно равное $(0,25-0,3)W_m$; $W_d = 0,7 \cdot V_{p.x.}^2 / L_{BH}$ – динамическое сопротивление; $V_{p.x.}$ – скорость рабочего хода машины, м/с.

Усилие внедрения ковша в штабель, равное реакции горной массы, в обычных условиях при крупности кусков не более 400 мм определяется:

$$P_{BH} = 341 \cdot a \cdot L_{BH}^{1,25} \cdot B_k \cdot k_H \cdot k_\phi \text{ кН},$$

где a – коэффициент, учитывающий плотность и абразивные свойства горных пород и полезного ископаемого (в среднем для железной руды составляет 0,17-0,2; песчаника и гранита – 0,15, песчанистого сланца – 0,12); $k_H = (1,16-1,57)(2 + \lg H_{ш})$ – коэффициент, учитывающий влияние высоты штабеля; k_ϕ – коэффициент формы ковша (ориентировочно его можно принимать равным 1,2-2).

Таким образом, выполненные исследования легли в основу разработки “Исходных требований” на создание малогабаритной погрузочно-доставочной машины.

Выводы

1. По результатам экспертной оценки особенностей технологии разработки тонких жил с закладкой выработанного пространства установлено, что для условий Украинского кристаллического щита наиболее перспективным, обеспечивающим эффективное применение погрузочно-доставочного оборудования, является вариант комбинированной (инъекционной) закладки, объединяющий самотечный способ доставки сухого закладочного материала и гидроспособ – для транспортирования твердеющей смеси.

2. Технологическая схема ведения очистных работ буровзрывным способом условно разбита на подсистемы (зоны): ведения буровзрывных работ; погрузки и доставки отбитой горной массы к рудоспуску и ведения закладочных работ. Учитывая, что некоторые факторы являются общими для указанных процессов, была разработана структурно-логическая схема обоснования параметров технологических схем разработки жильных месторождений с закладкой выработанного пространства, которая представляет собой комплексную взаимодействующую систему «массив горных пород – погрузочно-доставочное оборудование – закладочный массив». Для основных процессов очистных работ установлены горно-геологические, горнотехнические и экономические признаки, характеризующие взаимодействующие системы, а также сгруппированы основные факторы, определяющие взаимодействие системы.

3. С позиции ресурсосбережения в работе использован системный метод обоснования конструктивных параметров малогабаритной погрузочно-

доставочной машины. Рассматривая работу погрузочной машины в системе «Массив горных пород – погрузочно-доставочное оборудование – закладочный массив», обоснование параметров рекомендуемой погрузочной машины выполняется в три этапа.

На первом этапе применительно к схеме (см. рис. 3.5) в соответствии с правилами ПБ определяются конструктивные размеры погрузочной машины по ширине очистного пространства и высоте (минимальная ширина очистного пространства $m_{min} = 1,2$ м, неровность боков очистной выработки $b_l = b_s = 0,2-0,25$ м, изменение направления динамической оси выработки $\alpha^0 = 15$ град., шаг перемещения забоя $a_l = 2,0$ м).

На втором этапе с учетом фактической гипсометрии боков очистного пространства и изменчивости динамической оси выработки путем имитационного моделирования определяется адаптационная способность погрузочной машины, т.е. для установленной на первом этапе минимальной ширины определяется минимальная длина машины.

На третьем этапе устанавливаются конструктивные параметры рабочего органа малогабаритной погрузочно-доставочной машины при ее минимальных конструктивных размерах (длина $\ell = 3,0$ м, ширина $b = 0,8$ м, высота с поднятым ковшом $h = 1,8$ м).

Установлено, что максимальное значение емкости ковша есть функция $f(k_1 B_l L_{BH}^{1/2})$ и $V_{k_{max}}$ при угле естественного откоса $\beta_0 = \frac{\pi}{2}$. С другой стороны,

значение наполнения ковша в полной мере зависит от частоты его внедрения в горную массу. Установлены следующие конструктивные параметры ковша малогабаритной погрузочно-доставочной машины: объем ковша $V_k = 0,3$ м³, длина днища ковша $l_k = 0,76$ м, ширина ковша $B_k = 0,76$ м, высота ковша спереди $H = 0,91$ м, высота днища ковша $h_d = 0,3$ м.

5. Для повышения эффективности работы погрузочных машин рекомендуется использовать вибрирование ковша. При вибрировании ковш значительно лучше заполняется горной массой; скажем, если при жестком ковше для его наполнения нужно делать 2-3 внедрения, то при виброковше заполнение обеспечивается при одном внедрении. Так, в соответствии с расчетной схемой (см. рис. 3.5) объем горной массы, подлежащей погрузке, при длине полублока 25 м, шаге перемещения забоя 1,8 м, коэффициенте разрыхления равном $K_p = 1,5$ и выемочной мощности 1,2 м будет составлять 81 м³, тогда время доставки жильной массы к рудоспуску при непрерывной работе малогабаритной погрузочно-доставочной машины с жестким ковшом ≈ 10 часов, а при виброковше – ≈ 7 часов.

4. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ РАЗРАБОТКИ ТОНКОЖИЛЬНЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. Определение рациональных параметров технологии разработки золоторудных месторождений

В результате выполненных теоретических, аналитических и экспериментальных исследований для разработки золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита рекомендованы следующие системы разработки:

- 1) с магазинированием руды (мощность рудных тел $m < 1,2$ м);
- 2) диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом ($m < 1,2$ м);
- 3) с закладкой выработанного пространства и применением скребкового конвейера для доставки отбитой руды по закладочному массиву, уложенному в очистной выработке с изменчивой формой по падению и простираению ($m = 1,2-1,5$ м);
- 4) с закладкой выработанного пространства с применением малогабаритных погрузочно-доставочных машин ($m > 1,5$ м).

При обосновании данных вариантов технологических схем, для специфических условий проектируемых и строящихся золоторудных предприятий Украины, особое внимание уделялось рассмотрению вопросов создания ресурсосберегающей технологии ведения очистных работ, учитывающей современные мировые тенденции подземной разработки крутопадающих месторождений золота.

При разработке тонкожильных месторождений для снижения качественных потерь полезных ископаемых в процессе добычи, то есть их разубоживания в результате смешивания с пустыми породами, следует ориентироваться на селективную выемку рудных тел и прирезаемых боковых пород. Обусловлено это тем, что разубоживание руды, как и потери, наносит значительный экономический ущерб не только в процессе ее добычи, но и при последующей ее переработке. Связанное с разубоживанием излишнее извлечение пустых пород, выделяемых затем в хвосты в процессах обогащения полезных ископаемых, помимо экономического ущерба также наносит существенный урон окружающей среде, поскольку требуется выделение более значительных площадей для размещения хвостохранилищ, отрицательное воздействие которых на окружающую среду общеизвестно.

Сущность предлагаемого нами варианта применения малогабаритных погрузочно-доставочных машин в очистных блоках системы разработки с закладкой выработанного пространства заключается в селективной выемке и в поэтапном ведении очистных работ.

На первом этапе обуривается и взрывается забой по жиле, отбитая руда доставляется к рудоспуску и выпускается на горизонт транспортирования.

На втором этапе обуривается забой по породе (то есть осуществляется присечка боковых пород до минимальной проектной ширины очистного про-

странства), производится отбойка пустых пород и оставление их в забое в качестве сухого закладочного материала. Отбитая порода после разравнивания заливается смесью из быстротвердеющего материала.

Таким образом, решаются три основных принципа эффективности ведения очистных работ при добыче золоторудных месторождений с пониженным содержанием полезного компонента:

– При отдельной выемке обеспечивается резкое (в 1,5-3 раза) снижение разубоживания.

– Отдельная выемка производится в первом звене технологического процесса, что исключает какие-либо последующие затраты, связанные с транспортировкой и переработкой пустых пород.

– Разделение металлосодержащей массы от пустых пород обеспечивает выполнение главного логического принципа добычи полезного ископаемого – из недр извлекается и поступает в переработку лишь тот объем материала, в котором содержится полезный компонент. Заведомо пустая порода отбивается лишь с целью создания нормальных условий труда в забое, используется для закладки выработанного пространства и в дальнейшем не участвует в технологическом процессе.

Общепризнанно, что снижение разубоживания – огромный, ни с чем другим не сравнимый резерв снижения себестоимости добычи драгоценных металлов. Однако анализ динамики изменения этого показателя по предприятиям показал, что в технологии разработки жильных месторождений за последние двадцать лет не произошло сколько-нибудь существенных изменений, которые способствовали бы повышению качества добываемых руд. Отчетные материалы предприятий свидетельствуют о том, что на целом ряде крупных рудников СНГ разубоживание руды при выемке жил за эти годы не только не уменьшилось, но наоборот – существенно возросло.

Следует также отметить, что по целому ряду причин технического и организационно-экономического характера (усложнение процессов доставки руды в блоках и ее выпуска, отсутствие малогабаритного погрузочно-доставочного оборудования и др.) системы разработки с отдельной выемкой жильной массы и пустых пород из-за высокой трудоемкости работ и низкой производительности утратили свое значение. Поэтому при обосновании технологической схемы разработки золота с отдельной выемкой руды и закладкой выработанного пространства особое внимание уделялось обоснованию конструктивных параметров очистного блока, повышению адаптационных возможностей транспортных средств и совершенствованию процесса формирования закладки.

В этой связи, материалы, используемые для закладки, должны удовлетворять следующим основным требованиям:

– быстро образовывать плотный массив с минимальной усадкой и не обладать текучестью;

– используемые в качестве закладочного материала породы должны быть инертными в пожарном отношении и содержать не более 5-8% серы;

– при гидравлической закладке иметь необходимую скорость фильтрации и минимальную осадку в водной среде [120].

По результатам выполненных исследований установлено, что область эффективного применения систем разработки тонких крутопадающих жил полосомами по восстанию с закладкой выработанного пространства ограничивается длительным периодом схватывания и набора прочности закладочного массива, по которому должно перемещаться буровое и погрузочно-доставочное оборудование.

Решение проблемы схватывания закладочного массива особо актуально при внедрении малогабаритных погрузочно-доставочных машин на пневмоколесном ходу. Обусловлено это тем, что именно время твердения закладочного массива является стадией, лимитирующей скорость ведения очистных работ. Из-за длительного срока набора прочности, соответствующей параметрам применяемых транспортных средств, доставка руды по закладочному массиву является самым несовершенным процессом.

С учетом особенностей технологической схемы отдельной выемки руды и оставления пустой породы в блоке ускорение набора прочности закладочного массива можно обеспечить путем введения в верхний слой его смеси специальных химических добавок.

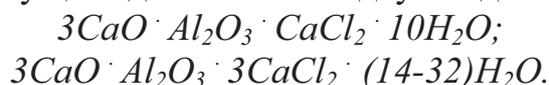
Исходя из механизма действия, добавки ускорителя твердения классифицированы на 4 группы: I – добавки, изменяющие растворимость вяжущих веществ и не вступающие с ними в химические реакции; II – добавки, реагирующие с вяжущими с образованием труднорастворимых или малодиссоциирующих соединений; III – добавки – готовые центры кристаллизации; IV – добавки, адсорбирующиеся на зернах вяжущих [121].

По результатам лабораторных исследований процесса схватывания закладочного массива установлено, что наиболее полно предъявляемым требованиям отвечают добавки II группы, в частности хлорид кальция. Он нетоксичен, относительно дешев и доступен, обеспечивает необходимое время схватывания смеси от 10 минут до 15 часов, его добавление в закладку не вызывает выделения вредных веществ. Нужная скорость схватывания обеспечивается 2%-й добавкой $CaCl_2$ от массы смеси.

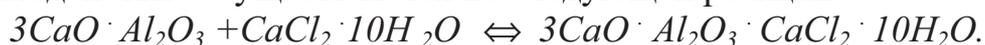
Хлорид кальция – кристаллический порошок белого цвета, разлагается при длительном хранении, не переносит влаги. Интенсифицирует коррозию арматуры и технологического оборудования, что ограничивает его применение в железобетоне. Для устранения коррозирующего действия на арматуру используют ингибиторы (нитрат кальция $Ca(NO_3)_2$ нитрит калия KNO_2 или натрия $NaNO_2$, хроматы) в количестве от 60 до 100% содержания хлоридов [122].

Однако в нашем случае, когда оборудование устанавливается на уже затвердевающую смесь, коррозирующее действие $CaCl_2$ проявляться не будет.

Хлорид кальция, в зависимости от концентрации, образует с алюминийсодержащими фазами вяжущего двойные соли двух видов:

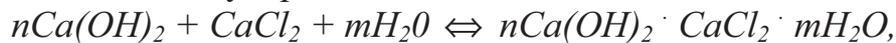


Взаимодействие осуществляется по следующей реакции:



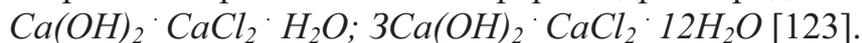
Таким образом, вступая в химическое взаимодействие с вяжущим и способствуя образованию труднорастворимых соединений, хлорид кальция ускоряет затвердевание смеси.

Кроме того, протекают реакции взаимодействия добавки с продуктами гидратации цемента, образуются, в зависимости от концентрации и температуры, низко- и высокомолекулярные соли.



где $n = 1-3$ – количество молекул гидроксида кальция, $m = 1-13$ – количество молекул воды.

Наиболее вероятно образование таких форм гидрохлоридов кальция:



Образование этих солей также способствует затвердеванию смеси.

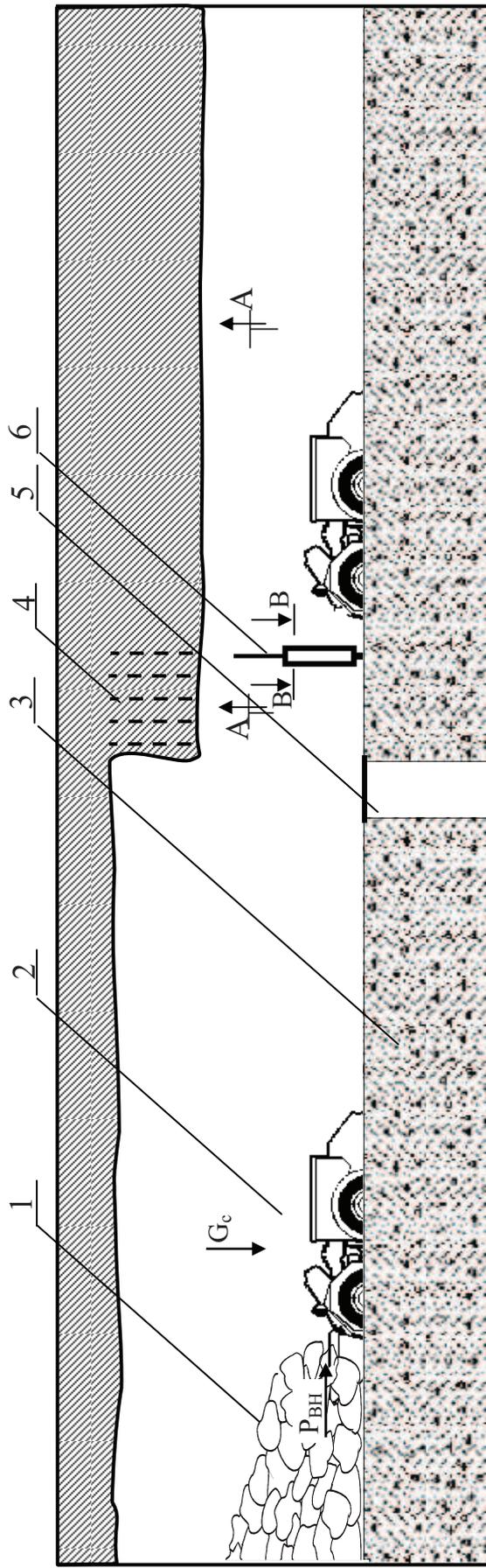
Для механизации процесса бурения разработана технология БВР, позволяющая снизить разубоживание руды за счет направленного бурения шпуров с ковша погрузочной машины (рис. 4.1). Для этого в днище ковша монтируется поворотная турель, которая позволяет механически переустанавливать телескопический перфоратор.

Паспорт буровзрывных работ разрабатывался в соответствии с рекомендациями [124], а параметры предложенной технологической схемы устанавливались согласно [125-127].

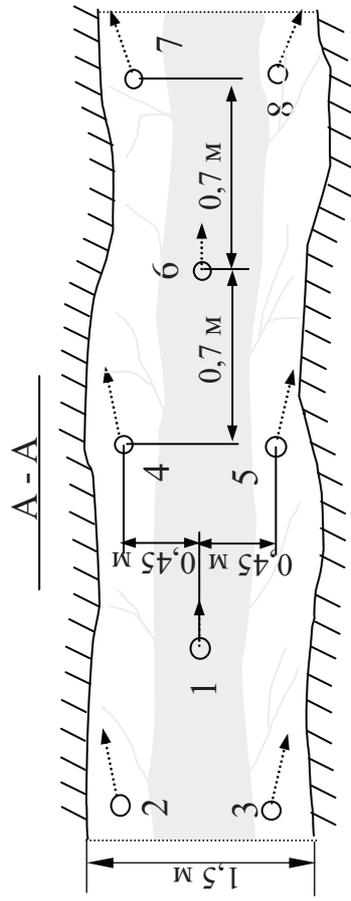
Сущность технологии с закладкой выработанного пространства и с применением скребкового конвейера для доставки отбитой руды по закладочному массиву, уложенному в очистной выработке с изменчивой формой по падению и простиранию, состоит в следующем [128].

Подготовка данного варианта (рис. 4.2) заключается в проведении двух восстающих 1, через которые доставляется оборудование, закладочный материал, вспомогательные материалы и осуществляется вентиляция. Для большей концентрации очистных работ выемку ведут двумя забоями, чередуя отбойку руды в одном забое с закладкой выработанного пространства в другом, при этом рудоспуск 2 располагается в центре блока по жиле, в закладочном массиве, который наращивается по мере подвигания очистной выемки. На откаточном горизонте 3 рудоспуск заканчивается люковым погрузочным пунктом 4, с помощью которого руду грузят в вагонетки 5.

Очистные работы начинаются с выемки первого слоя (транша), высота которого зависит от коэффициента разрыхления горной массы. Для очистной выемки рекомендовано мелкошпуровая отбойка руды. Обустройство забоя осуществляется ручными телескопическими перфораторами 6. После выемки первого слоя возводится крепь откаточного штрека. Отбойка второго слоя производится непосредственно с крепи штрека, на которую предварительно уложен настил из стальных листов или старой конвейерной ленты. После уборки взорванной горной массы настил убирается и возводится бетонный целик 7, на который монтируется изгибающийся скребковый конвейер 8, секции которого крепятся на пневмобаллонах 9. Пневмобаллоны, при заполнении сжатым воздухом, выполняют роль амортизаторов для гашения ударных нагрузок при отбойке руды и пневмодомкратов, при заполнении закладочной смеси под ставом конвейера.



Рекомендуемая схема обустройства забоя



Параметры БВР

- Выемочная мощность – 1,5 м
- Группа пород по буримости – VII
- Тип ВВ – аммонит № 6ЖВ
- Масса шурового заряда – 0,5-1,0 кг
- КИШ – 0,9
- Короткозамедленное взрывание
- Способ взрывания – электрический
- Диаметр шуров – 36 мм
- Глубина шуров – 2,0 м
- Расстояние между шпурами – 0,7 м
- Длина полу блока – 2,5-30 м
- Выход гор. массы за 1 взрыв. – 81 м³
- Время проветривания – 30 мин
- Уход забоя за цикл – 1,8 м

В - В

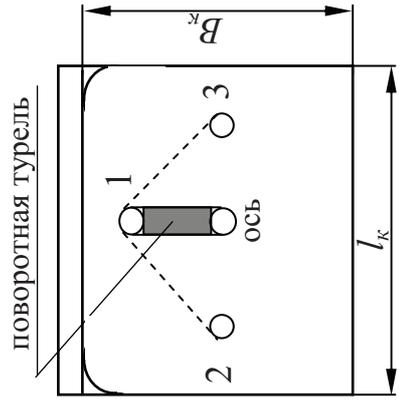


Рис. 4.1. Механизация процессов погрузки горной массы и бурения шуров погрузочной машиной: 1 – штабель жилой массы; 2 – ПДМ; 3 – закладочный массив; 4 – шпуры; 5 – рудоспуск; 6 – телескопический перфоратор

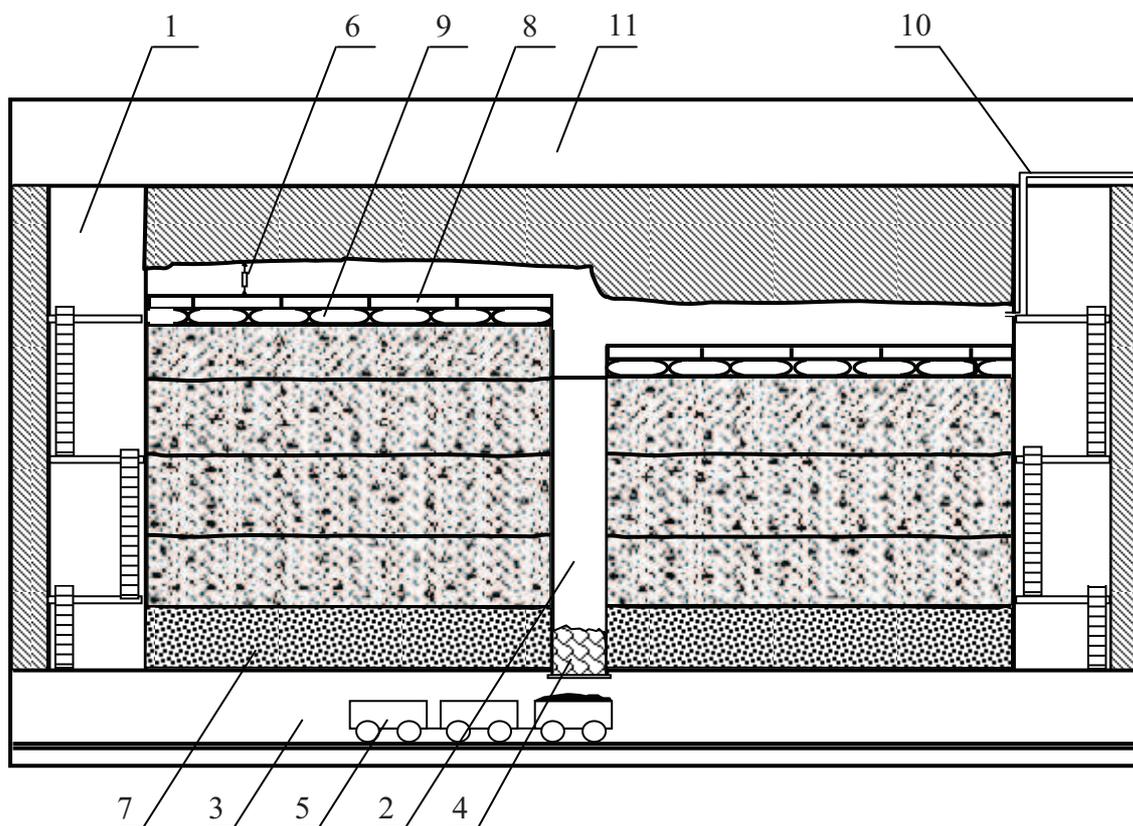


Рис. 4.2. Технология разработки тонкожилых крутопадающих месторождений с конвейерной доставкой руды: 1 – восстающий; 2 – рудоспуск; 3 – откаточный штрек; 4 – погрузочный пункт; 5 – вагонетки; 6 – телескопический перфоратор; 7 – бетонный целик; 8 – скребковый конвейер; 9 – пневмобаллоны; 10 – закладочный трубопровод; 11 – вентиляционный штрек

По мере продвижения забоя выполняется закладка выработанного пространства (на шаг продвижения горных работ). Закладочный материал подается по трубам 10 с верхнего вентиляционного штрека 11. После того, как произведен монтаж конвейера, наступает стадия нормального развития очистных работ в блоке.

Рассмотрим порядок ведения очистных работ (рис. 4.3) при системе разработки с закладкой выработанного пространства и с конвейерной доставкой руды: забой обурен, скребковый конвейер лежит на прикрепленных к нему пневмобаллонах, которые выступают в качестве главных несущих элементов. Отбойка руды производится прямо на конвейер, расположенный в момент взрыва непосредственно в очистном забое, в конструкции которого пневмобаллоны выполняют роль демпфера. После уборки горной массы чередующиеся четные пневмобаллоны заполняются сжатым воздухом до тех пор, пока конвейер не поднимется на величину заходки. Образовавшиеся пустоты между пневмобаллонами заполняются быстротвердеющей закладкой. После схватывания закладочного массива сжатый воздух из четных пневмобаллонов выпускается, а образованное пространство заполняется закладочным материалом. Дальнейшие работы по закладке выработанного пространства под нечетными пневмобаллонами выполняются в такой же последовательности [129].

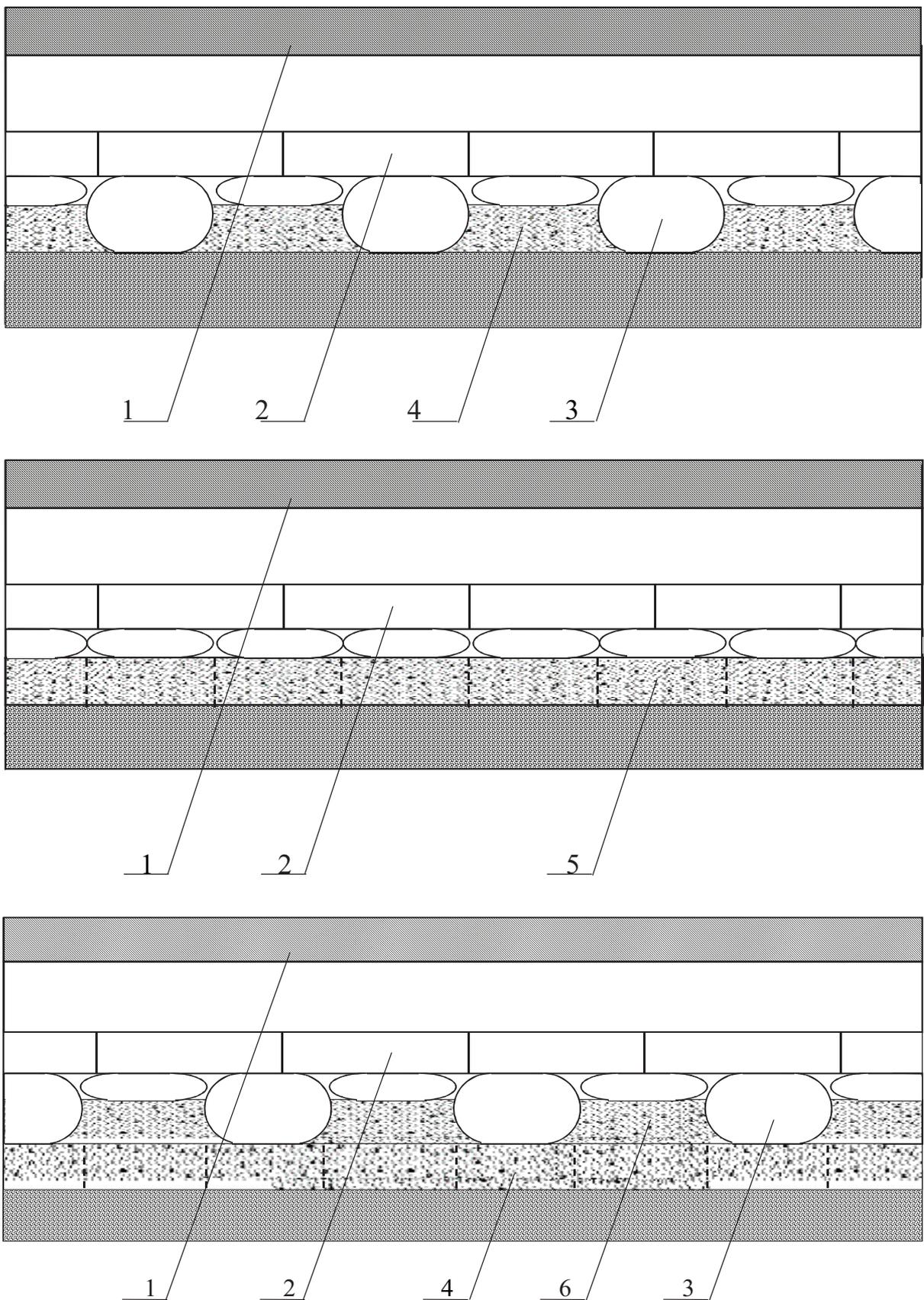


Рис. 4.3. Порядок отработки блока: 1 – рудный массив; 2 – изгибающийся скребковый конвейер; 3 – пневмобаллоны; 4 – образованные пустоты между пневмобаллонами; 5 – пустоты под спущенными пневмобаллонами; 6 – быстротвердеющая закладка

Сущность системы разработки диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом (рис. 4.4) заключается в следующем.

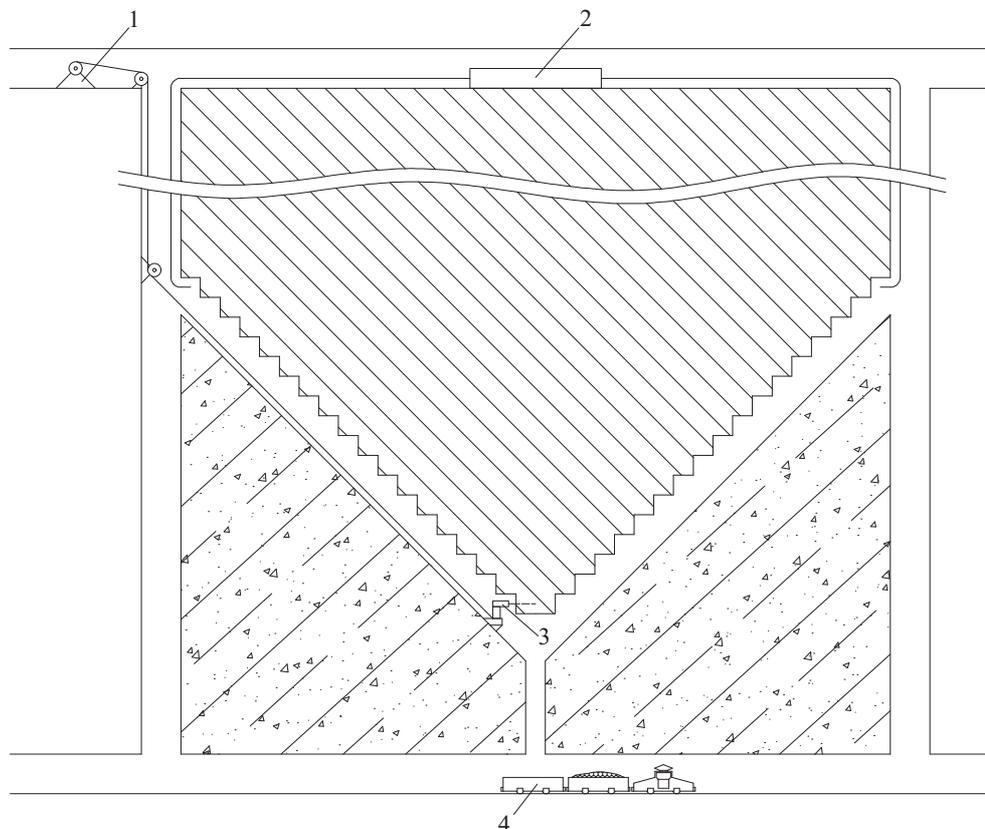


Рис. 4.4. Технологические схемы буровзрывной выемки руды диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом: 1 – передвижной буровой полк; 2 – передвижной закладочный комплекс; 3 – пневматический перфоратор с пневмоподдержкой; 4 – подвижной состав

Диагональный забой длиной 20-25 м располагается между этажными штреками под углом, равным углу естественного откоса закладочного материала в выработанном пространстве ($45-55^{\circ}$), величина которого обусловлена значениями углов внутреннего трения φ , падения рудного тела α и определяется из выражения:

$$\sin \varepsilon = \frac{\sin \varphi}{\sin \alpha}.$$

Бурение шпуров и их зарядание выполняются с передвижного бурового полка непосредственно с откоса закладочного массива. По нему же перемещаются рабочие во время работы, доставляются материалы и транспортируется отбитая руда.

Шпуры глубиной 1,5 м бурят ручными пневматическими перфораторами. В результате взрывания зарядов в шпурах происходит уплотнение закладочного массива под воздействием взрывной волны и удара отбрасываемой руды. После выпуска руды в забой подается с верхнего штрека закладочный материал, рас-

полагающийся на уплотненном взрывом откосе закладочного массива и заполняющий призабойное пространство на величину подвигания забоя за цикл.

Вынимаемая полоса руды ограничивается по простиранию двух отдельных восстающих и рудоспуском, размещенными в пределах мощности рудного тела. Забою, имеющему общее диагональное положение, придается уступная форма, что облегчает бурение шпуров и способствует увеличению эффективности отбойки руды. Шпуры взрывают за один прием. В результате взрывных работ происходит уплотнение закладочного массива. Величина уплотнения составляет 24-35% толщины насыпного слоя закладочного материала. Такое уплотнение остается и в том случае, когда на откос закладочного массива укладывают для предотвращения потерь руды и ее лучшего транспортирования после отбойки к рудоспуску старую конвейерную ленту [101].

Закладка осуществляется после каждого взрывания. Закладочным материалом служит дробленая порода, смешанная с хвостами обогащения. В процессе закладки откос формируется с помощью двух-трех пересыпных полков, устанавливаемых в забое и позволяющих не только гасить скорость движения закладочного материала, но и обеспечивать параллельность откоса общему направлению очистного забоя.

Применение технологической схемы буровзрывной выемки руды диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом обеспечивает рост производительности труда в 2 раза, снижение потерь руды до 10%.

4.2. Математическая модель работы скребкового конвейера в условиях взрывной отбойки руды

Одной из основных характеристик, определяющих устойчивость работы конвейера, считается характеристика частотных колебаний рабочего органа, величина которой обусловлена результатом внутренних и внешних сил, действующих на конвейер. К негативным явлениям при работе скребковых конвейеров относят усталостное разрушение цепей [109]. Оно обусловлено преимущественно величинами динамических нагрузок (при установившемся режиме), которые формирует широкую гамму частот, возникающих в звеньях цепи.

При применении скребковых конвейеров в условиях взрывной отбойки руды (рис. 4.5) отрицательное влияние на их устойчивую работу оказывают динамические нагрузки от действия взрыва. При этом из трех видов взрывных нагрузок – сейсмические волны, нагрузки от удара осколков породы и действия давления ударной воздушной волны – наибольшую опасность для работы конвейера представляет фронт ударной волны, величина которого увеличивает динамическую составляющую [130].

Рекомендации по снижению динамических нагрузок обычно базируются на основе двух конкурирующих гипотез: в первой цепь представляется в виде упругого стержня, а во второй цепь рассматривается как система с параметрическими колебаниями, обусловленными нелинейными механическими характеристиками турбомуфт, системы гидропередачи и т.д. [109]. Несмотря на разли-

чие в теоретических подходах к цепи, как системе с распределенными параметрами, общим решением снижения динамических нагрузок для этих двух гипотез является применение демпфирующих устройств [131], основой которых могли бы быть эластические пневмобаллоны, установленные как фундамент желоба скребковых конвейеров. А это означает, что на первом этапе моделирования динамические нагрузки, оказываемые ударной волной на скребковый конвейер, можно рассматривать в рамках идеальных моделей первого ряда, т.е. как систему Максвелла [132], учитывающую как упругие, так и демпфирующие свойства среды.

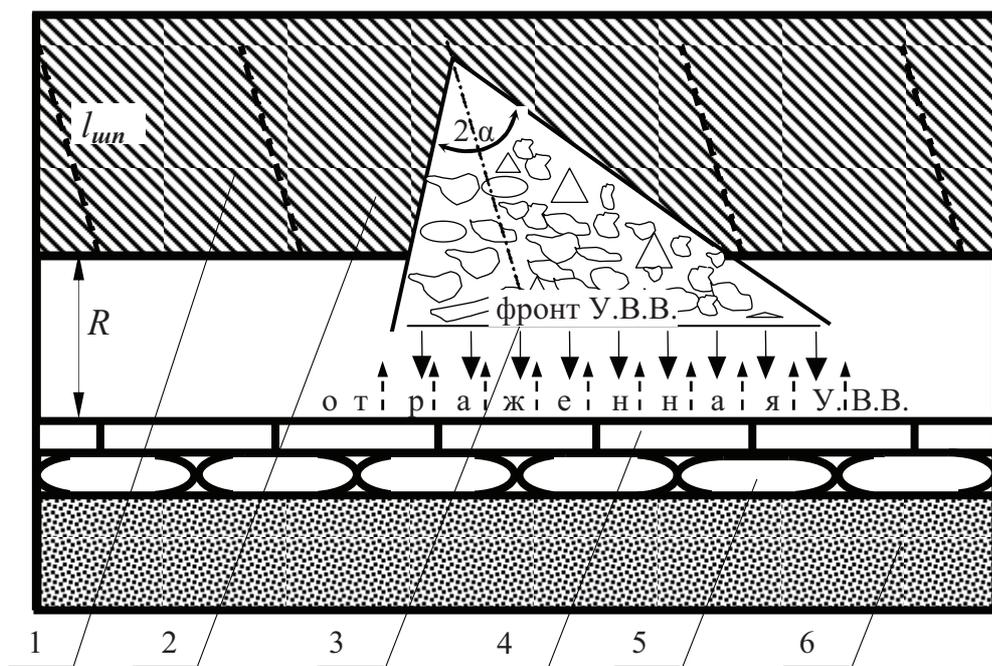


Рис. 4.5. Скребковый конвейер в условиях взрывной отбойки руды: 1 – рудный массив; 2 – забойные шпурсы; 3 – зона действия взрыва; 4 – изгибающийся скребковый конвейер; 5 – пневмобаллоны; 6 – закладочный массив

Расчетная схема системы пневмобаллон – основание скребкового конвейера – представлена на рис. 4.6.

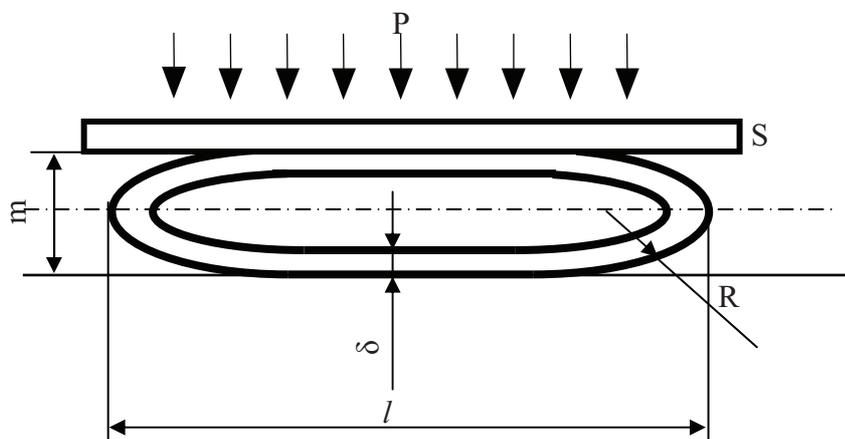


Рис. 4.6. Расчетная схема системы пневмобаллон – основание скребкового конвейера

Рассмотрим действие ударной волны как скачок силы на поверхности S , который может быть записан с помощью единичной функции Хевисайда [133]:

$$F(t) = F_0 \cdot G_0(t - T).$$

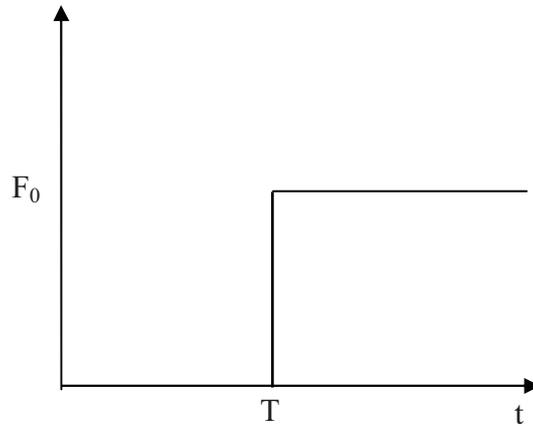


Рис. 4.7. Скачок силы на поверхности S

Тогда движение поверхности пневмобаллона под действием ударной волны

$$m \cdot \ddot{x} + c \cdot x = F_0 \cdot G_0(t - T), \quad (4.1)$$

где \ddot{x} – ускорение поверхности под действием ударной волны; m – масса единичного объема баллона

$$m = \rho \cdot V = \rho \cdot S \cdot \delta,$$

где ρ – плотность; δ – толщина баллона.

Уравнение (4.1) перепишем в виде:

$$\ddot{x} + \omega^2 \cdot x = \frac{F_0}{m} \cdot G_0(t - T). \quad (4.2)$$

Решение уравнения (4.8) для всего процесса влияния единичного удара об плиту осуществляется методом Лапласа [133].

Тогда изображение функции $X(p)$ с учетом разложения на простейшие дроби:

$$X(p) = \frac{x_0 \cdot p}{p^2 + \omega^2} + \frac{v_0}{p^2 + \omega^2} + \frac{F_0}{c} \cdot \frac{1}{p} \cdot e^{-pT} - \frac{F_0}{c} \cdot \frac{p}{p^2 + \omega^2} \cdot e^{-pT}. \quad (4.3)$$

И, возвращаясь от изображения к оригиналу, окончательно находим уравнение движения верхней плиты, опирающейся на пневмобаллоны:

$$x(t) = x_0 \cdot \cos \omega \cdot t + \frac{V_0}{\omega} \cdot \sin \omega \cdot t + \frac{F_0}{c} [1 - \cos \omega(t - T)] \cdot G_0(t - T).$$

Учитывая начальные условия при $T = T_0 = 0$, получим:

$$X(t) = \begin{cases} x_0 \cdot \cos \omega \cdot t + \frac{V_0}{\omega} \cdot \sin \omega \cdot t, & \text{при } t < T \\ x_0 \cdot \cos \omega \cdot t + \frac{V_0}{\omega} \cdot \sin \omega \cdot t + \frac{F_0}{c} [1 - \cos \omega(t)], & \text{при } t > T. \end{cases} \quad (4.4)$$

Если же к поверхности S будет приложен мгновенный импульс, который может быть записан в виде функции Дирака:

$$F(t) = F_0 \cdot G(t - T),$$

что характерно для слабых ударных волн, то решение уравнения (4.1):

$$X(t) = \begin{cases} x_0 \cdot \cos \omega \cdot t + \frac{V_0}{\omega} \cdot \sin \omega \cdot t, & \text{при } t < T; \\ x_0 \cdot \cos \omega \cdot t + \frac{V_0}{\omega} \cdot \sin \omega \cdot t + \frac{F_0}{m \cdot \omega} \cdot \sin \omega(t - T), & \text{при } t > T. \end{cases} \quad (4.5)$$

И, наконец, рассмотрим действие сильных ударных волн, давление фронта которых изменяется по ступенчатому закону.

При этом изображение функций по Лапласу будут находиться в виде:

$$X(p) = \frac{F_0}{m} \cdot \frac{1}{p \cdot (p^2 + \omega^2)(1 - e^{-\frac{p \cdot \pi}{\omega}})} = \frac{F_0}{c} \left[\frac{1}{p \cdot (1 - e^{-\frac{p \cdot \pi}{\omega}})} - \frac{p}{(p^2 + \omega^2)} \cdot \frac{1}{(1 - e^{-\frac{p \cdot \pi}{\omega}})} \right],$$

и, переходя к оригиналу, получим:

$$x(t) = \frac{F_0}{c} (f_1(t) - f_2(t)), \quad (4.6)$$

где $f_1(t)$ и $f_2(t)$ – характеризуют соответственно статическую величину давления ударной волны и динамическую нагрузку. Графики этих функций представлены на рис. 4.8.

Для нахождения в любой момент времени координаты x , определяющей деформацию баллона, необходимо от значений $f_1(t)$ вычесть величину $f_2(t)$ и полученную разность умножить на $\frac{F_0}{c}$.

В выражения (4.4), (4.5), (4.6) входит величина c , характеризующая жесткость баллона и зависящая от конструкции камеры, числа слоев, угла заложения нитей и модуля упругости ткани E , она определяется по формуле [134]:

$$C = \frac{2 \cdot a \cdot b (\varepsilon_y + \mu \cdot \varepsilon_x) E}{\delta \cdot D_k (1 - \mu_1^2)}, \quad (4.7)$$

где a, b – размеры камеры; ε_x и ε_y – относительные деформации поперек и вдоль баллона; μ_1 – коэффициент упругости; D – начальный внутренний диаметр активной поверхности; $\delta = x(t)$ – деформации по вертикальной оси; E – модуль упругости ткани.

Примем за устойчивое состояние тот факт, что распорное усилие должно превышать импульс давления ударной волны:

$$P_p^0 \geq \Delta P. \quad (4.8)$$

Величина ΔP импульса фронта ударной волны получена в работе [134]:

$$\Delta P = 2 \cdot q^{0,06}, \Delta P = 2 \cdot 10^3 \frac{q^{0,66}}{R},$$

где R – расстояние до места взрыва; q – вес заряда ВВ.

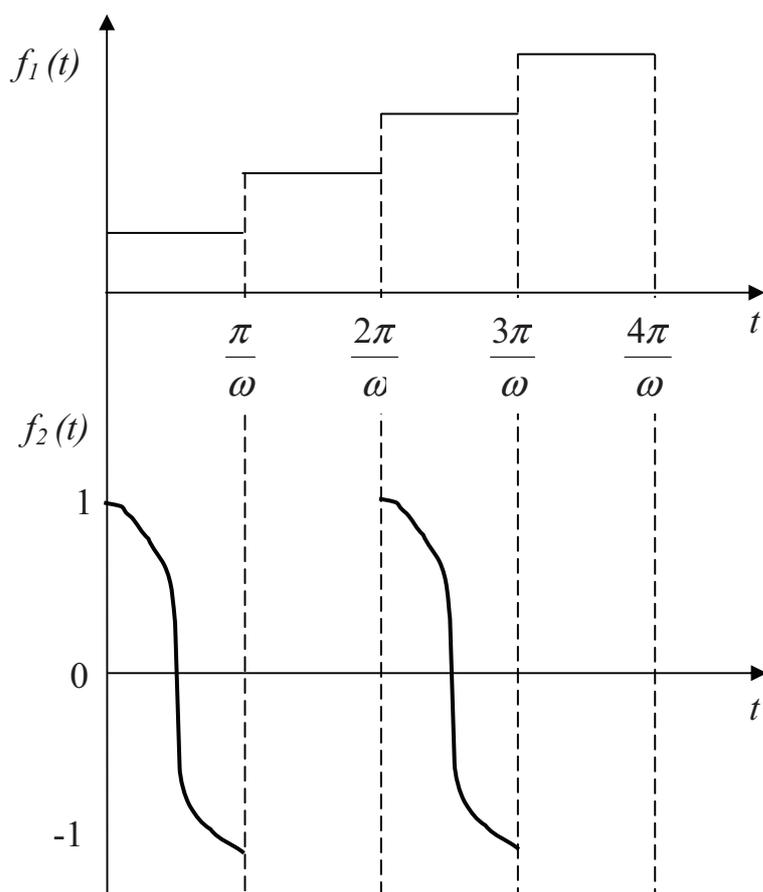


Рис. 4.8. Графики функций $f_1(t)$ и $f_2(t)$, характеризующие соответственно статическую величину давления ударной волны и динамическую нагрузку

Выражение (4.8) задает условия устойчивой работы конвейера вблизи взрыва и позволяет рассчитывать минимальные расстояния и вес ВВ, не влияющий на пневмобаллон. Расчеты показывают, что при взрыве 1 кг ВВ на расстоянии 3,5 м формируется фронт ударной волны с давлением приблизительно 350 кН/м^2 , при этом давление на баллон компенсируется внутренним давлением около 2,5 атм. Нарушение условий (4.8) наступает при весе ВВ в 1 кг и расстоянии менее 1,5 м, при этом давление на фронте волны приблизительно $850\text{-}900 \text{ кН/м}^2$, что может привести к деформации желоба конвейера и разрушению пневмобаллонов [135].

Таким образом, аналитические зависимости (4.4), (4.5), (4.6) при дальнейшей их апробации и сравнении с экспериментальными зависимостями являются основой методики расчета влияния фронта ударной воздушной волны (при буровзрывных работах) на безопасную и устойчивую работу скребковых конвейеров.

Отметим также, что применение конвейерной доставки руды обеспечит механизацию процесса закладки блока без демонтажа конвейеров, а это приведет к повышению темпов ведения очистных работ в 1,8-2 раза по сравнению со скреперными установками и позволит обеспечить оставление пустых пород в недрах, что соответствует основному принципу ресурсосбережения.

4.3. Разработка системы требований к комплексу очистного оборудования и исходных данных на проектирование технологических схем добычи руды

Одним из необходимых условий создания новых систем разработки и конструкций горных машин является объективный анализ структуры трудовых затрат, уровня и возможностей механизации труда на основных и вспомогательных процессах очистной выемки. Под уровнем механизации труда понимается удельный вес механизированного труда в общих затратах труда на выполнение работ по участку, предприятию и т.д.

В работах [136-138] приведены методы определения и оценки уровня (степени) механизации производственных процессов и производства. Однако эти методы позволяют установить уровень механизации только для крупных производственных подразделений (участок, рудник) и не дают возможность определить степень механизации отдельных технологических процессов добычи руды, необходимую для выявления перспектив развития горной техники и технологии. В работе [139] приведена методика определения уровня механизации горных работ через “коэффициент механизации работ”. Количественная оценка уровня механизации операций выражается через отношение трудовых затрат на выполнение механизированных приемов к общим трудовым затратам по операции в целом:

$$k_0 = \frac{\sum t_{mi}}{\sum t_i} = \frac{\sum t_{mi}}{T_0},$$

где $\sum t_{mi}$ – сумма трудовых затрат на выполнение механизированных приемов, входящих в операцию; T_0 – трудовые затраты по операции в целом.

Уровень механизации работ при выполнении рабочих процессов определяется как средневзвешенная величина уровня механизации операций, входящих в рабочий процесс, по трудовым затратам на этот процесс:

$$k_p = \frac{\sum k_0 T_0}{T_p},$$

где T_p – трудовые затраты по рабочему процессу.

Аналогично находятся уровни механизации работ по различным технологическим процессам и производственному процессу в целом:

$$k_T = \frac{\sum k_p T_p}{T_T}, k_{II} = \frac{\sum T_T k_T}{T_{II}},$$

где T_T , T_{II} – трудовые затраты по технологическим и производственному процессам.

Кроме того, данная методика позволяет дать количественную оценку уровня механизации различных систем разработки, применяемых при добыче крутопадающих рудных тел. Эти системы отличаются друг от друга объемом нарезных работ и порядком ведения очистных работ в блоке, однако требуют осуществления практически одних и тех же технологических и рабочих процессов, уровень механизации которых зависит от возможностей применяемого

оборудования. Такая оценка позволяет выявить звенья, требующие внимания с точки зрения механизации, определить операции, не поддающиеся механизации на современном уровне развития горной техники, и наметить дальнейшие пути развития технологии добычи руды.

Анализ схем подготовки и нарезки очистных блоков показывает, что с уменьшением количества подготовительных выработок трудоемкость подготовки сокращается [140]. Поэтому рудная подготовка с двумя фланговыми восстающими наименее трудоемка. Из возможных схем нарезки наименее трудоемка схема, обеспечивающая самотечный выпуск руды на откаточный горизонт. Наиболее эффективна подсечка отрезной лентой. Если подсечка отрезной лентой затруднительна (из-за неустойчивости руды или вмещающих пород), то следует ориентироваться на подсечку дучками увеличенного сечения (3,6-4,8 м²). Нарезка с горизонтом скреперования может конкурировать с нарезкой дучками в том случае, если над штреком скреперования блок подсекается отрезной лентой. Следует отметить, что золоторудные месторождения Украины имеют пониженную концентрацию золота. Это потребует максимального снижения разубоживания и потерь рудной массы.

Таким образом, к комплексу оборудования для разработки золоторудных жил предъявляются следующие требования:

- повышение уровня механизации очистных работ;
- буровое и погрузочно-доставочное оборудование должно быть малогабаритным, то есть вписываться в очистное пространство с соблюдением зазоров в соответствии с правилами безопасности;
- комплекс оборудования должен быть согласован по производительности и обеспечивать заданную нагрузку;
- самоходное оборудование выбирается в соответствии с дорожными условиями (ширина выработки с зазорами по ПБ, предельные углы наклона, минимальные радиусы кривизны, высокая адаптационная способность и т.д.);
- при формировании комплекса оборудования ориентироваться следует на оборудование, выпускаемое заводами Украины.

Для горно-геологических условий залегания золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита отработку жил предлагается вести буровзрывным способом с применением мелкошпуровой отбойки и направленного бурения шпуров. Система разработки – слоями по восстанию с закладкой выработанного пространства или с магазинированием руды (табл. 4.1). Вынимаемая мощность рудного тела 0,8-1,5 м. Длина блока 50-60 м, высота блока – 50-60 м. Закладочный комплекс может быть стационарным или передвижным. Составы закладочной смеси подбираются с коротким временем схватывания и прочностью, способной выдержать вес добычного оборудования. При подборе состава закладки желательно использовать отходы производства близлежащих предприятий с целью снижения затрат на добычные работы и улучшения экологической обстановки в регионе.

Учитывая специфические особенности формирования золотодобывающей отрасли Украины, рекомендуется до начала освоения разведанных месторождений осуществить практическую проверку предлагаемых технологи-

ческих решений и элементов технологии на действующих предприятиях смежных горнодобывающих отраслей. Реализуется это путем попутной разработки выявленных золоторудных проявлений на ЗЖРК, ВостГОКе. При этом, кроме процессов, непосредственно связанных с подземной добычей руды, предусматривается опробовать в реальных условиях эксплуатации и остальные технологические звенья: опережающую разведку и оперативный контроль содержания полезных ископаемых в массиве, обогащение руды и извлечение золота.

Решение данного вопроса особенно актуально для Приднепровского горнопромышленного региона, куда входят Днепропетровская, Кировоградская и Запорожская области, так как это позволит уже в ближайшие годы осуществить попутную добычу золота на Украине, без значительных капитальных вложений на строительство горных предприятий. При этом в процессе их разработки уже сегодня можно начать осваивать элементы технологии подземной разработки золотосодержащих рудных тел.

4.4. Экономическая эффективность рекомендуемых технологических решений

Экономический эффект от внедрения технологической схемы разработки тонких крутопадающих жильных месторождений с применением малогабаритных погрузочно-доставочных машин определяется снижением трудовых и материальных затрат и улучшением качества добываемой руды. Использование погрузочно-доставочных машин позволяет вести селективную выемку и этим сократить разубоживание руды. Это обеспечивает повышение содержания полезных компонентов в добытой руде на 20%. Таким образом, рекомендуемая технологическая схема значительно улучшает качество добываемой руды.

В табл. 4.2 и 4.3 приведены сводные показатели расчетов стоимости очистной выемки по элементам затрат при рекомендуемой и традиционно применяемой при разработке тонкожильных крутопадающих месторождений технологии добычи руды. В расчете принята погрузочно-доставочная машина с одним перфоратором ПП-63. Для выпуска руды из рудоспуска и погрузки ее в вагонетки принят вибролюк ПВМ 1,0/1,5. Глубина шпуров 2,0 м, подвигание забоя за цикл 1,8 м. Время выполнения цикла 24 ч, годовая производительность машины 60000 т горной массы. Производительность труда забойных рабочих 5,0 м³/чел.см.

Стоимость очистной выемки при применении погрузочно-доставочных машин составляет $205113,53 / 600000 = 3,42$ у.е./т.

Для систем с магазинированием руды в расчете приняты перфораторы ПТ-48, глубина шпуров 1,5 м. Объем руды, отбиваемой за цикл, 35,6 м³. Месячная отбойка блока 772,4 м³, годовая 9269 м³ (25 400 т). Производительность труда забойных рабочих 2,5 м³/чел.см.

Стоимость очистной выемки при применении системы с магазинированием руды составляет $149951,95 / 25400 = 5,89$ у.е./т.

Таблица 4.1.

Рекомендуемые технологические схемы разработки тонкожилых золоторудных месторождений Украины

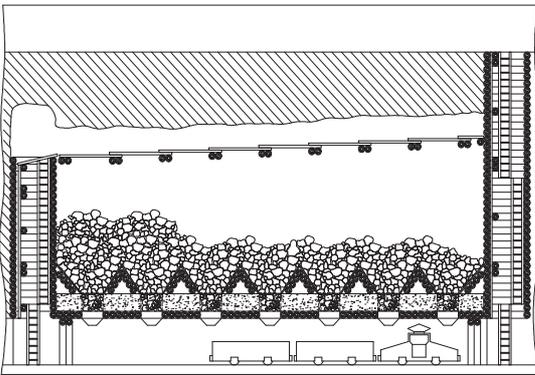
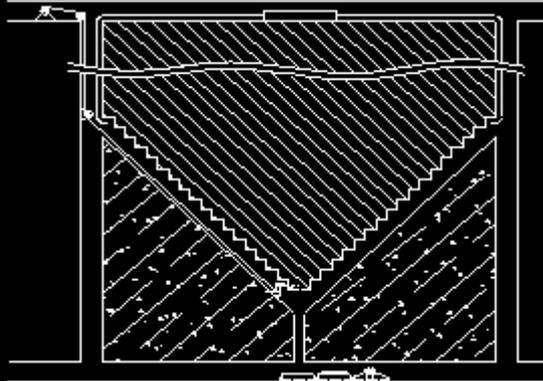
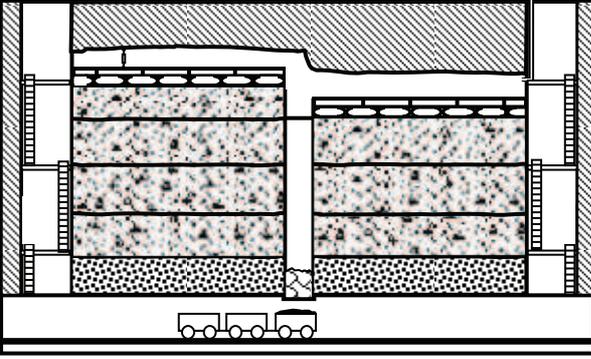
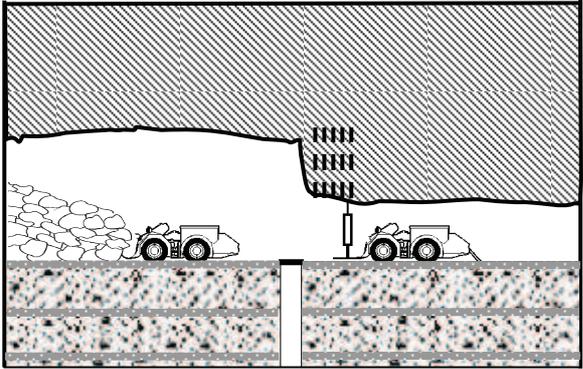
Технологическая схема	Область применения
	<p>Система разработки с магазинированием руды (мощность рудных тел $m < 1,2$ м). Условия применения: руды не ниже средней устойчивости, угол падения залежи $\geq 55-60^{\circ}$. Параметры: высота этажа 50-60 м; длина блока 40-60 м; выемочная мощность 0,8-1,2 м; высота рабочего пространство 2 м; ширина междукамерных целиков и толщина днища при наличии горизонта доставки руды 6-10 м, толщина потолочины 2 м; расстояние между выпускными отверстиями 4-5 м; диаметр отверстия 1-1,5 м</p>
	<p>Система разработки диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом ($m < 1,2$ м). Условия применения: устойчивая руда; малоустойчивые боковые породы; угол падения залежи $\geq 60-70^{\circ}$; сухая закладка. Параметры: высота блока 80-100 м; длина диагонального забоя 20-25 м; угол откоса закладочного материала $46-52^{\circ}$; размеры уступа 1,5x1,5 м; сечение восстающих 3,5-4 м²; диаметр рудоспуска 1-1,5 м</p>
	<p>Система разработки с закладкой выработанного пространства и с применением скребкового конвейера для доставки отбитой руды по закладочному массиву ($m = 1,2-1,5$ м). Условия применения: руды средней устойчивости, угол падения залежи $55-90^{\circ}$; быстротвердеющая инъекционная закладка. Параметры: высота этажа 40-60 м; длина блока 30-60 м; толщина надштрекового целика 2-5 м; высота вынимаемого слоя 1,8-2 м; диаметр рудоспуска 1-1,5 м; сечение восстающих 3,5-4 м²</p>
	<p>Система разработки с закладкой выработанного пространства и с применением малогабаритных погрузочно-доставочных машин ($m > 1,5$ м). Условия применения: руды средней устойчивости, угол падения залежи $55-90^{\circ}$; комбинированная закладка, высота слоя быстротвердеющей закладки, 0,15-0,2 м. Параметры: высота этажа 40-60 м; длина блока 50-100 м; высота вынимаемого слоя 2-3 м; диаметр рудоспуска 1-1,5 м.</p>

Таблица 4.2

Расчет стоимости очистных работ при применении малогабаритной ПДМ

Статьи затрат	Всего затрат, у.е.	На 1 м ³ горной массы, у.е.
Материалы	90212,26	4,282
Энергия	15828,12	0,751
Заработная плата	35405,69	1,68
В том числе основная	26986,04	1,281
дополнительная	6287,75	0,298
начисление на соц. страхование	2131,9	0,101
Амортизационные отчисления	32740	1,554
Текущий ремонт и содержание оборудования	7163	0,34
Расходы по закладке выработанного пространства	23764,46	1,13
Всего	205113,53	9,74

Таблица 4.3

Расчет стоимости очистных работ при системе с магазинированием руды (базовый вариант)

Статьи затрат	Всего затрат, у.е.	На м ³ горной массы, у.е.
Материалы	79396,2	8,567
Энергия	4211,28	0,454
Заработная плата	64956,12	7,009
В том числе основная	49509,24	5,341
дополнительная	11535,65	1,245
начисление на соц. страхование	3911,23	0,422
Амортизационные отчисления	1297,52	0,14
Текущий ремонт и содержание оборудования	90,83	0,01
Всего	149951,95	16,18

Экономическую оценку эффективности сравниваемых вариантов производим с использованием методики [141]. Критерий сравнительной эффективности имеет вид

$$\mathcal{E} = (P_i - E_n K)A,$$

где \mathcal{E} – годовой экономический эффект от использования одной погрузочно-доставочной машины, тыс. у.е.; $P = P_2 - P_1$ – прирост прибыли от добычи руды повышенного качества; P_2 – прибыль от внедрения новой технологической схемы добычи руды; P_1 – прибыль от использования технологии добычи руды при базовом варианте системы разработки с магазинированием; E_n – нормативный коэффициент эффективности (0,15); K – удельные дополнительные капитальные вложения, связанные с повышением качества добываемой руды, у.е./т; A – годовой объем добычи руды с применением погрузочно-доставочной машины, тыс. т.

Ожидаемый экономический эффект от применения одной малогабаритной погрузочно-доставочной машины составит:

$$\begin{aligned} \mathcal{E} &= [(P_2 - P_1) - E_n (K_2 - K_1)]A = \\ &= 5,33 - 0,15(0,565 - 0,051)60000 = 315,5 \text{ тыс.у.е./год.} \end{aligned}$$

Выводы

1. Применение технологической схемы буровзрывной выемки руды диагональными полосами по восстанию с уплотнением закладочного массива взрывом обеспечивает рост производительности труда в 2 раза, снижение потерь руды до 10%. Величина уплотнения закладочного массива составляет 24-35% толщины насыпного слоя закладочного материала.

2. Для механизации процесса бурения разработана технология БВР, позволяющая снизить разубоживание руды за счет направленного бурения шпуров с ковша погрузочной машины. Для этого в днище ковша монтируется поворотная турель, которая позволяет механически переустанавливать телескопический перфоратор. В соответствии с паспортом БВР образуемое в процессе взрывной отбойки руды призабойное пространство очистной выработки характеризуется минимальной шириной и гипсометрией боковых поверхностей, повторяющих лежащий и висячий бока жилы.

3. Применение конвейерной доставки руды взамен скреперных установок обеспечивает механизацию процесса закладки блока без демонтажа конвейеров, что приведет к повышению темпов ведения очистных работ в 1,8-2 раза и обеспечивает оставление пустых пород в недрах, что соответствует основному принципу ресурсосберегающей технологии подземной добычи руды. Более того, снижаются затраты на транспортировку и обогащение дополнительного объема пустых пород, а также исключается необходимость размещения отходов обогащения на высокоплодородных землях Украины.

4. Для отработки возможных вариантов технологических схем и взаимной увязки процессов подготовки запасов к выемке, отдельной отбойки и доставки руды, а также приобретения опыта оставления породы в блоке и закладки выработанного пространства предлагается провести попутную разработку золоторудных проявлений на действующих предприятиях смежных отраслей горнорудной промышленности. Базовым предприятием предлагается ЗЖРК, на котором учеными НГУ совместно с геолого-маркшейдерской службой комбината выявлены золоторудные проявления в виде тонких крутопадающих жил, залегающих в боковых породах железорудной залежи.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Монография – завершенная научно-исследовательская работа, в которой решена актуальная научно-техническая задача обоснования технологических схем разработки тонкожилых золоторудных месторождений на базе совершенствования процессов доставки руды в очистных блоках.

Основные итоги и выводы, в которых отражены главные научные и практические результаты выполненных исследований, заключаются в следующем.

1. На основании выполненного анализа литературных источников, опыта работы золоторудных предприятий и проведенного патентного поиска была установлена в целом по отрасли роль отдельных систем разработки в добыче руды подземным способом и их специфические особенности.

Установлено, что около 60% добычи приходится на системы разработки с магазинированием руды, около 15% – с закладкой выработанного пространства, 10% – с применением распорного крепления и 15% – другие системы.

Традиционно применяемые в отрасли системы разработки с магазинированием руды, распорной крепью и закладкой выработанного пространства основаны на мелкошпуровой отбойке запасов горизонтальными слоями по восставанию. Практически доказано, что существующая технология выемки жил исключает возможность механизации трудоемких процессов на очистных работах, приводит к значительному разубоживанию и невозвратимым потерям руды в недрах (до 20%). Более того, наиболее распространенная система с магазинированием руды требует постоянной подготовки для каждого нового слоя одно-разовых искусственных рабочих площадок, незащищенных со стороны очистного пространства и разрушаемых в процессе взрывной отбойки руды. В общей трудоемкости очистной выемки доля ручных, непроизводительных и потенциально опасных работ достигает 70%.

2. Используя методы статистической обработки экспериментальных данных, полученных при шахтных исследованиях боковых поверхностей выработок с помощью фотопланиметрического метода, и результаты сравнительной оценки их с соответствующими теоретическими показателями, строятся гипсометрические планы боковых поверхностей, плотность изолиний которых соответствует принятым параметрам БВР при мелкошпуровой отбойке руды. Установлено, что при обычных способах ведения буровзрывных работ амплитуда между отметками горизонталей, проведенных на уровне выступов и впадин боковых поверхностей вынимаемых жил, составляет 0,3-0,4 м, а в отдельных случаях достигает 0,5 м.

Достаточный уровень согласованности и сходимости полученных результатов подтверждает обоснованность и достоверность выполненных исследований (отличия составляют не более чем 15%).

3. Установлено, что величины потерь руды изменяются в пределах 12-15% и линейно зависят от гипсометрии боков жилы, реально отражающей фактические амплитуды между отметками выступов и впадин, образуемые при мелкошпуровой отбойке рудных тел, а также угла залегания жилы; влажности выпускаемой руды и величины фракций выпускаемого материала.

Множественные корреляционные отношения установленных зависимостей имеют значения 0,995-0,998, а величины критерия Фишера значительно больше однопроцентных пределов отклонений, что свидетельствует о достаточно тесной корреляции исследуемых величин с варьируемыми параметрами и о статистической значимости установленных связей.

4. Установлено, что с позиции ресурсосбережения область эффективного применения систем разработки с магазинированием руды в горно-геологических условиях Украинского кристаллического щита является ограниченной ($m < 1,2$ м).

В целях снижения потерь и разубоживания руды, для дальнейшего применения системы разработки с магазинированием, рекомендуется при очистной выемке направленное бурение шпуров, учитывающее гипсометрию жилы.

Альтернативным вариантом при $m < 1,2$ м является применение технологической схемы буровзрывной выемки руды диагональными полосами по восстановлению с уплотнением закладочного массива взрывом, которая обеспечивает рост производительности труда в 2 раза, снижение потерь руды до 10%. Величина уплотнения закладочного массива составляет 24-35% толщины насыпного слоя закладочного материала.

При $m \geq 1,2$ м необходимо ориентироваться на систему разработки с закладкой выработанного пространства, которая позволяет оперативно регулировать параметры БВР и направление бурения оконтуривающих шпуров в зависимости от характера залегания рудных тел и степени минерализации боковых пород, а отходы обогащения использовать в качестве закладочного материала.

5. По результатам экспертной оценки установлено, что для условий Украинского кристаллического щита наиболее перспективным, обеспечивающим эффективное применение погрузочно-доставочного оборудования является вариант комбинированной (инъекционной) закладки, объединяющей самотечный способ доставки сухого закладочного материала и гидроспособ – для транспортирования твердеющей смеси.

6. С позиции ресурсосбережения в работе использован системный метод обоснования конструктивных параметров малогабаритной погрузочно-доставочной машины.

Установлено, что обоснование конструктивных параметров создаваемых погрузочно-доставочных машин (длина $\ell = 3,0$ м, ширина $b = 0,8$ м, высота с поднятым ковшем $h = 1,8$ м) необходимо решать путем имитационного моделирования их адаптационных возможностей в узкой очистной выработке с параметрами: минимальная ширина очистного пространства $m_{min} = 1,2$ м, неровность боков очистной выработки $b_n = b_g = 0,2-0,25$ м, изменение направления динамической оси выработки $\alpha^0 = 15$ град., шаг перемещения забоя $a_l = 2,0$ м.

Установлены конструктивные параметры рабочего органа машины: объем ковша $V_k = 0,3$ м³, длина днища ковша $l_k = 0,76$ м, ширина ковша $B_k = 0,76$ м, высота ковша спереди $H = 0,91$ м, высота днища ковша $h_d = 0,3$ м.

Для повышения эффективности работы малогабаритных погрузочно-доставочных машин рекомендуется использовать вибрирование ковша. Так, для установленного объема горной массы 81 м^3 , подлежащего погрузке, при слоевой системе разработки с закладкой выработанного пространства, длине полублока 25 м, шаге перемещения забоя 1,8 м, коэффициенте разрыхления, равном $K_p = 1,5$ и выемочной мощности 1,2 м, время доставки к рудоспуску, при непрерывной работе малогабаритной погрузочно-доставочной машины с жестким ковшом, будет ≈ 10 часов, а при виброковше – ≈ 7 часов.

7. Для механизации процесса бурения разработана технология БВР, позволяющая снизить разубоживание руды за счет направленного бурения шпуров с ковша погрузочной машины. Для этого в днище ковша монтируется поворотная турель, которая позволяет механически переустанавливать телескопический перфоратор. Последовательность бурения шпуров следующая: вначале забурируется центральный шпур №1, после поворота турели вправо (влево) перфоратор перемещается на 0,2-0,3 м и под углом 85° забуриваются оконтуривающие шпуры №2 и №3. В соответствии с паспортом БВР образуемое в процессе взрывной отбойки руды призабойное пространство очистной выработки характеризуется минимальной шириной и гипсометрией боковых поверхностей (амплитуда между отметками выступов и впадин составит 0,2-0,25 м), повторяющих лежащий и висячий бока жилы.

8. Применение конвейерной доставки руды обеспечит механизацию процесса закладки блока без демонтажа конвейеров, что приведет к повышению темпов ведения очистных работ в 1,8-2 раза, по сравнению со скреперными установками, и обеспечит оставление пустых пород в недрах, что соответствует основному принципу ресурсосберегающей технологии подземной добычи руды. Более того, снижаются затраты на транспортировку и обогащение дополнительного объема пустых пород, а также исключается необходимость размещения отходов обогащения на высокоплодородных землях Украины.

9. Предложенные технологические решения в условиях отсутствия реальных объектов внедрены в методике определения рациональных параметров технологических схем разработки тонкожилых крутопадающих месторождений с применением малогабаритных погрузочно-доставочных машин и в “Исходных требованиях” на создание малогабаритной погрузочно-доставочной машины для разработки тонких крутопадающих жил, которые согласованы с ИГТМ НАН Украины, утверждены и переданы для использования ГПИ «Кривбаспроект».

Ожидаемый экономический эффект от применения одной малогабаритной погрузочно-доставочной машины составит 315,5 тыс. у.е. в год.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Ширин Л.Н. Физико-технические основы малооперационной технологии разработки тонкожильных крутопадающих месторождений пневмогидравлическими очистными комплексами: Дисс. ... д-ра техн. наук: 05.15.02, 05.15.11. – Д., 1993. – 425 с.
2. Ширин Л.Н., Швидченко С.Н. Инженерно-геологическая оценка условий разработки тонкожильных крутопадающих рудных тел // Минералогический журнал. – 1995. – № 4. – С. 10-12.
3. Зырянов А.Г., Ивановский Э.С. Экономика цветной металлургии зарубежных стран. – М.: Недра, 1988. – 50 с.
4. Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания / Е.К. Бубков, Э.К. Спириин, А.М. Капканщиков и др. – Целиноград: Акмола, 1992. – 545 с.
5. Состояние и задачи исследований по проблеме разработки золоторудных месторождений Украины. Отчет о НИР / Государственная горная академия Украины (ГГАУ); Руководитель Л.Н. Ширин – № ГР0194v016254. – Д., 1994. – 115 с.
6. Гальперин В.Г., Юхимов Я.И., Барсук И.В. Опыт разработки месторождений на больших глубинах за рубежом. – М.: ЦНИИцветмет, экономики и информации, 1986. – 52 с.
7. Wagner mining equipment // Mining Magazine. – 1975. – № 1. – P. 47.
8. Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богданов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. – М.: Недра, 1982. – 292 с.
9. Разработка руд черных и цветных металлов на больших глубинах / С.В. Макаров, В.В. Балашов // Итоги науки и техники ВИНТИ. Сер. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых, – 1989. – С. 65-117.
10. Bousquet: winning battle of the bulge with innovative ground control // World Mining Equipment. – 1988. – 12. – № 6. – P. 22-25.
11. Проведение горных выработок за рубежом / Л.Г. Айрапетян // Итоги науки и техники ВИНТИ. Сер. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых, – 1989. – С. 3-64.
12. Indian Mining and Engineering Journal. – 1979. – 18. – № 11. – P. 17-24.
13. Horst Gerhard. Groblockbohrmaschinen in Vertikal-vortrieb - Erfahrungen and Ergebnisse beim Einsatz einer automatisierten Groblockbohrmaschinen in Erbergbau // Neue Verbautechnik. – 1985. – Bd. 15. – № 9. – P. 338-345.
14. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и россыпных месторождений. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
15. Системы разработки жильных месторождений / М.И. Агошков, М.Е. Мухин, А.Ф. Назарчик и др. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 376 с.
16. Мамсуров Л.Д., Рафиенко Д.И., Панфилов Е.И. Научные основы совершенствования технологии разработки жильных месторождений. – М.: Наука, 1974. – 187 с.
17. Именитов В.Р. Направление дальнейшего развития техники и технологии подземной добычи руды // Горный журнал. – 1985. – № 11. – С. 38-45.

18. Рафиенко Д.И. Системы с магазинированием руды при разработке жильных месторождений. – М.: Недра, 1967. – 191 с.
19. Назарчик А.Ф. Исследование эффективности разработки жильных месторождений. – М.: Наука, 1972. – 264 с.
20. Скорняков Ю.Г. Системы разработки комплексных самоходных машин при подземной добыче руд. – М.: Недра, 1978. – 232 с.
21. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М.И. Агошков, В.И. Никаноров, Е.И. Панфилов и др. – М.: Недра, 1974. – 312 с.
22. Создание эффективной технологии разработки жильных месторождений с применением самоходного малогабаритного оборудования / Л.А. Мамсуров, Б.А. Никуличев, М.И. Казьмин, Л.Б. Гаврилина // Исследование параметров и показателей эффективной разработки жильных месторождений. – М., Ин-т пробл. комплекс. освоения недр АН СССР, 1983. – С. 37-55.
23. Мамсуров Л.А., Казьмин М.И. Никуличев Б.А. Анализ результатов промышленных испытаний комбинированных способов доставки руды на Саралинском руднике // Цв. металлургия. – 1983. – № 3. – С. 7-9.
24. Терпогосов З.А. Основания блоков и механизация выпуска руды. – М.: Недра, 1977. – 182 с.
25. Макаров С.В. Высокопроизводительные способы разработки жил крутого падения // Разработка месторождений твердых полезных ископаемых (Итоги науки и техники). – 1987. – Т. 38. – С. 94-149.
26. Попов Г.Н., Яковлев Н.Е. Одностадийный порядок отработки очистных блоков на Саралинском руднике // Цв. металлургия. – 1982. – № 12. – С. 12-14.
27. Рафиенко Д.И., Кузнецов М.М., Сабянин Г.В. Оценка технико-экономических показателей выемки жил с применением пневмобаллонного очистного комплекса / Совершенствование технологии и управление производством при подземной разработке руд. – М.: Ин-т пробл. комплекс. освоения недр АН СССР, 1984. – С. 44-60.
28. Рафиенко Д.И., Попов Г.Н., Петров Е.И. Комплексно-механизированная разработка рудных жил // Колыма. – 1982. – № 12. – С. 14-17.
29. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
30. Колоколов О.В. Технология закладки выработанного пространства в шахтах и рудниках. – Д.: Сич, 1997. – 135 с.
31. Каплунов Р.П., Черемушинцев И.А. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений. – К.: Высшая школа, 1966. – 544 с.
32. Новая технология разработки жильных месторождений и методические указания по ее применению / А.Ф. Назарчик, Ю.П. Галченко, С.Я. Дузь и др. – М.: Ин-т пробл. комплекс. освоения недр АН СССР, 1981. – 74 с.
33. Ширин Л.Н. Научные основы технологии сплошной выемки крутопадающих рудных тел на базе применения механизированной пневматической крепи // Состояние и перспективы применения мягких оболочек на подземных горных работах. – Д., ДГИ, – 1991. – С. 11-15.

34. Ширин Л.Н. Современное состояние и пути совершенствования технологии подземной разработки тонкожилых золоторудных месторождений // Сборник научных трудов НГАУ. – 1998. – № 3. – Т. 3. – С. 54-57.
35. Оценка технологии разработки тонких крутопадающих жил с применением пневмобаллонного очистного комплекса: Отчет о НИР / ИПКОН АН СССР; Руководитель. Е.И. Петров. – Москва, 1983. – 115 с.
36. Анализ состояния сырьевой базы, техники и технологии разработки и перспективы повышения эффективности работы подземных и открытых рудников Главалмаззолото СССР. Обзорная информация под. ред. Б.М. Зайцева. НТЦ «Прогресс», Иркутск, 1990. – 44 с.
37. Салганик В.А., Данко А.И., Петик В.В. Совершенствование способов образования выпускных выработок // Горный журнал. – 1981. – № 5. – С. 39-40.
38. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажения горных пород при подземной разработке руд. – М.: Недра, 1975. – 231 с.
39. Агошков М.И., Рафиенко Д.И. Новое в технологии разработки жильных месторождений в условиях перехода от систем с магазинированием к системам с закладкой / Проблемы совершенствования технологии разработки твердых полезных ископаемых. – М.: Сектор физ. техн. горн. пробл. Ин-та физики Земли АН СССР, 1976. – С. 5-16.
40. Подвишенский С.Н., Иофин С.Л. Ивановский Э.С. Техника и технология добычи руд за рубежом. – М.: Недра, 1986. – 255 с.
41. France Loader the microscope // Mining Magazine. – 1981. – № 9. – P. 16.
42. Совершенствование разработки жильных месторождений / Д.И. Рафиенко, А.Ф. Назарчик, Ю.П. Галченко и др. – М.: Наука, 1986. – 216 с.
43. Sumbroon // Coal gold and base minerals of Southern Africa. – 1974. – № 1. – P. 55.
44. Механизация и автоматизация буровзрывных работ в горнорудной промышленности / С.В. Макаров, В.В. Балашов // Итоги науки и техники ВИНТИ. Сер. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых. – 1988. – С. 42-100.
45. Stopewagons // cim Bull. – 1972. – № 10. – P. 32.
46. World's smallest hydraulic drill rig // Mining Magazine. – 1988. – 158. – № 1. – P. 65-66.
47. Кальницкий Я.Б., Филимонов А.Т. Самоходное погрузочное и доставочное оборудование на подземных рудниках. – М.: Недра, 1974. – 302 с.
48. Ковшовые погрузочно-транспортные машины / П.А. Корляков, Г.С. Кордюков, Ю.Н. Павлов и др. – М.: Недра, 1980. – 200 с.
49. Механизация погрузки и доставки в очистных забоях рудных шахт / Ю.И. Михайлов и др. – М.: Недра, 1973.
50. Тихонов Н.В. Транспортные машины горнорудных предприятий. – М.: Недра, 1985. – 336 с.
51. The machine is the Melroe Bobcat M-371 // Mining Congr. J. – 1971. – № 7. – P. 74.
52. Thomas a/s hydraulic loader // Mining Magazine. – 1970. – № 3. – P. 229.

53. Рафиенко Д.И., Ширин Л.Н. Исследования динамических нагрузок на пневмобаллонный очистной механизированный комплекс ПКЖ-1 при выемке жил // Повышение полноты и качества извлечения запасов при разработке жильных месторождений. – М.: Ин-т пробл. комплек. освоения недр АН СССР, – 1980. – С. 49-61.
54. Попов Г.Н. Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. – М.: Недра, 1970. – 456 с.
55. Зильберман А.И. Технология подземной добычи марганцевых руд. – Д.: НГА Украины, 2000. – 92 с.
56. Рахутин В.С. Пневматические конструкции в горном деле. – К. – Донецк: Вища школа. Голов. изд-во, 1983. – 152 с.
57. The Experience and prospects for employment of shaft and pneumatic Supports / O.V. Kolokolov, V.I. Onishchenko // United Nations economic Commission for Africa. Report of the Seminar and Study Tour for African specialists on mining Methods. Addis Ababa, Ethiopia. – 1981. – P. 1-16.
58. Ширин Л.Н. К обоснованию функций механизированных крепей при взрывной отбойке тонких крутопадающих жил // Межвед. сб. науч. трудов ИГТМ НАН Украины. – 1998. – Вып. 6. С. 40-45.
59. А. с. 977766 СССР, МКИ Е-21 / 3/00. Устройство для очистной выемки руды / Е.Д. Самохвалов, Э.П. Мардер, А.Ф. Назарчик, Ю.П. Галченко и др. (СССР). – № 3312224; Заявлено 20.05.81.; Оpubл. в Б.И., Бюл. № 7 // Открытия. Изобретения. – 1982. – № 44. – С. 115.
60. Степанович Г.Я. Шахтные пневматические крепи. – К.: Техника, 1981. – 156 с.
61. А.с. 746120 СССР, МКИ Е 21 23/00. Механизированная крепь для крутых пластов и жил / А.И. Зильберман. Ю.Н. Бабец, Л.Н. Ширин и др. (СССР). – № 2579871/22; Заявлено 16.02.78; Оpubл. в Б.И. Бюл. № 8 // Открытия. Изобретения. – 1980. – № 25. – С. 148.
62. Исходные требования на разработку и освоение очистного комплекса КПП-1000/1,6 для рудных тел малой мощности / ДГИ. – Д., 1992. – 52 с.
63. Михайлов Ю.И. Конвейерный транспорт при подземной добыче руды. – М.: Недра, 1966. – 307 с.
64. Поточная технология подземной разработки мощных рудных месторождений / Гушин В.В., Корнев Г.Н. и др. – М.: Недра, 1981. – 126 с.
65. Совершенствование технологии разработки крутопадающих тонкожильных месторождений на основе комплексной механизации очистной выемки // Разработка технологии добычи и переработки руд благородных металлов / Д.И. Кофман, В.М. Бахмутов, Е.И. Петров и др. – М.: Всесоюз. н.-и. и проект. ин-т золотодобывающей пром-сти, 1976. – Вып. 3. С. 46-53.
66. Слепцов А.Е. Исследование и определение области применения механизированных комплексов на шахтах Якутии / Автореферат дис. канд. техн. наук. – Новосибирск, 1975. – 23 с.
67. Полуниин В.Т., Гуленко Г.Н. Конвейеры для горных предприятий. – М.: Недра, 1978.

68. Сорокин В.И., Тютюнник В.И. О рациональных параметрах выработки выпуска при конвейерной доставке руды // Горный журнал. – 1976. – № 3. – С. 5.
69. Макаров С.В. Современное состояние и прогноз развития основных производственных процессов очистной выемки на подземных рудниках // Обзорная информация. Серия Горное дело / М-во цветной металлургии СССР. ЦНИИцветмет экономики и информации. – 1985. – Вып. 1. – С. 16-58.
70. Дузь С.Я. Основные тенденции в развитии подземного способа разработки жильных месторождений за рубежом // Вопросы теории оптимального горного проектирования. – М.: Ин-т пробл. комплекс. освоения недр АН СССР, 1978. – С. 129-143.
71. Левин Р.И. Развитие механизации проходческих и очистных работ на подземных рудниках // Оценка эффективности очистных работ на рудных месторождениях. – М.: ИПКОН АН СССР, 1988. – С. 143-165.
72. Зубрилов Л.Е. Минимальная выемочная мощность при разработке тонких крутопадающих жил // Горный журнал. – 1948. – № 2. – С. 5-7.
73. Агошков М.И., Симаков В.А., Чудаков В.В. Оптимальная ширина очистного пространства при разработке жильных месторождений // Совершенствование подземной разработки рудных месторождений. – М.: Цветметинформация, 1967. – С. 3-12.
74. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. – М.: Недра, 1981. – 109 с.
75. Разработка концепции создания комплексно-механизированной технологии выемки рудных тел для золоторудных месторождений Украины. Отчет о НИР / Государственная горная академия Украины (ГГАУ); Руководитель Л.Н. Ширин – № ГР0194v016254. – Д., 1995. – 46 с.
76. Сергеев А.А. Рациональное использование рудных месторождений. – М.: Металлургия, 1964. – 248 с.
77. Букринский В.А. Геометрия недр. – М.: Недра, 1985. – 526 с.
78. Боровский Д.И., Евдокимов А.В. Определение плановых показателей полноты извлечения руды из недр на основе эксплуатационной геометризации месторождений цветных металлов // Обзорная информация. Сер. Горное дело. – М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1990. – Вып. 4. – 48 с.
79. Обоснование параметров эффективной ресурсосберегающей технологии добычи золота на базе исследований процессов выемочных работ в горно-геологических условиях золоторудных месторождений Украинского кристаллического щита: Отчет о НИР / Национальная горная академия Украины (НГАУ); Руководитель Л.Н. Ширин – №ГР0198v002204. – Д., 1998. – 73 с.
80. Крауч С., Старфилд А. Методы граничных элементов в механике твердого тела. – М.: Мир, 1987. – 328 с.
81. Rongved L. Dislocation over bounded plane area in an infinite solid // J. Appl. Mech. – 1957. – № 24. – P. 252-254.

82. Зильберман А.И., Ширин Л.Н., Лесникова И.Ю. Геомеханическая оценка устойчивости массива в призабойной части очистной выработки с пневмобаллоной крепью // Горный журнал. – 1990. – С. 39-44.
83. Зильберман А.И., Бабец Ю.Н., Ширин Л.Н. Обоснование параметров механизированных крепей для разработки тонкожильных крутопадающих месторождений и особенности взаимодействия их с боковыми породами // Вопросы горного давления. – Новосибирск, 1981. – Вып. 39. – С. 53-58.
84. Берлянт А.М. Образ пространства: карта и информация. – М.: Мысль, 1986. – 240 с.
85. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1983. – 344 с.
86. Макарьев В.П. Статистические модели взрывного разрушения и методы исследования кусковатости. – Л.: РТП ЛГИ, 1981. – 88 с.
87. Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом / Б.Н. Кутузов, В.И. Комащенко, В.Ф. Носков и др. – М.: Недра, 1981. – 255 с.
88. Сборник руководящих материалов по охране недр при разработке месторождений полезных ископаемых. Госгортехнадзор СССР. – М.: Недра, 1987. – 591 с.
89. Малахов Г.М., Безум Р.В., Петренко П.Л. Теория и практика выпуска руды. – М.: Недра, 1970, – 324 с.
90. Дубынин Н.Г. Выпуск руды при подземной разработке. – М.: Недра, 1965. – 267 с.
91. Куликов В.В. Выпуск руды. – М.: Недра, 1980. – 303 с.
92. Демин С.М. Обоснование оптимальной формы блоков и параметров выпуска руды при системах с обрушением / Автореферат дисс. ... канд. техн. наук. – Новочеркасск, 2000. – 19 с.
93. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. – М.: Недра, 1969. – 204 с.
94. Ардашев К.А., Амусин Б.З., Кошелев В.Ф. Рекомендации по расчету смещений контура и нагрузок на крепь горных выработок по экспериментальным показателям деформирования пород за пределом прочности. – Л.: ВНИМИ, 1982. – 35 с.
95. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – К.: Наукова думка, 1989. – 192 с.
96. Коровяка Е.А., Ширин Л.Н. Моделирование процесса выпуска руды в блоках при разработке тонких крутопадающих жил. Сб. научн. трудов НГА Украины. – Д., НГА Украины, 2000. – № 10. – С. 20-24.
97. Научно-техническое обоснование принципов ресурсосберегающей технологии и разработка критериев оценки малогабаритного бурового, погружного и транспортного оборудования для условий разработки золоторудных месторождений Украины: Отчет о НИР / Национальная горная академия Украины (НГАУ); Руководитель Л.Н. Ширин – №ГР0198v002204. – Д., 1997. – 92 с.
98. Зайдель А.Н. Погрешности измерений физических величин. – Л.: Наука, 1985. – 112 с.

99. Математическая статистика: Учебник / Иванова В.М., Калинина В.Н., Нешумова Л.А. и др. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Высшая школа, 1981. – 371 с.
100. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов / Бондаренко В.И., Кузьменко А.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А. и др. – Д., 2003. – 708 с.
101. Разработка тонкого крутого пласта с уплотнением закладочного массива взрывом // Колоколов О.В., Заставенко П.Я., Польский Н.Д., Яровой А.П. // Уголь Украины. – 1968. – № 6. – С. 3-6.
102. Опыт, результаты использования гидравлической закладки и область ее применения на тонких крутых пластах Донбасса / Э.И. Гайко, С.С. Гребенкин, А.Д. Доронин и др. – Донецк: ЦБНТИ – 1993. – 109 с.
103. Управление в грузовых транспортно-логистических системах / Под ред. Л.Б. Мирютина. – М.: Юристъ, 2002. – 414 с.
104. Смехов А.А. Основы транспортной логистики. – М.: Машиностроение, 1995.
105. Коровяка Е.А. Структуризация методов построения технологических схем разработки тонких жил с закладкой выработанного пространства. Форум горняков 2002. // Сб. научн. трудов НГА Украины. – Д.: НГУ, 2002. – № 15. – Т. 2 – С. 85-89.
106. Коровяка Е.А. Управление параметрами призабойного пространства и закладочного массива в очистных блоках тонких крутопадающих жил / Разработка рудных месторождений // Научно-технический сборник. – Кривой Рог, 2003. – Вып. №. 82. – С.49-55.
107. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. – М.: Недра, 1973. – 32 с.
108. Ширин Л.Н., Коровяка Е.А. Обоснование средств транспортировки руды в очистных блоках тонкожилых месторождений // Сб. научн. трудов НГА Украины. – Д.: НГА Украины, 1998. – №3. – Т. 6. – С. 157-162.
109. Транспорт на горных предприятиях / Под общей ред. проф. Б.А. Кузнецова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1976. – 552 с.
110. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников / Под общей ред. Г. Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.:Недра, 1985. – 565 с.
111. Александров А.А., Архипов А.Ф. Куляшов В.В. и др. Погрузочно-доставочная машина МПДН-1 // Горный журнал. – 1973. – № 3. – С. 14-15.
112. The new Eimko 802 // Mining Magazine. – 1970. – № 2. – P. 132.
113. Шеннон Р.Ю. Имитационное моделирование систем – наука и искусство / Перевод с англ. под ред. Е.К. Масловского. – М.: Мир, 1978.
114. Ширин Л.Н., Коровяка Е.А., Ширин А.Л. Моделирование адаптационной способности погрузочно-доставочных машин для разработки тонкожилых месторождений // Межвед. сб. науч. трудов ИГТМ НАН Украины. – 1998. – Вып. 6. – С. 67-73.
115. Евневич А.В. Транспортные машины и комплексы. – М.: Недра, 1975. – 415 с.
116. Математическая модель продолжительности рабочего цикла ковшовой погрузочной машины / Барташевский С.Е., Страшко В.А., Ширин Л.Н.,

Шумриков В.В. // Вибрация в технике и технологии. – 2001. – № 3(19). – С. 46-49.

117. Гурков К.С., Кальницкий Я.Б. Погрузочная машина для сыпучих и кусковатых материалов. – М.: Машгиз, 1962. – 287 с.

118. Методика расчета основных технических параметров и производительности шахтных погрузочных машин ковшевого типа / С.А. Полуянский, Ю.П. Савицкий, В.А. Страшко, С.Н. Волошанюк. – К.: Наукова думка, 1981. – 76 с.

119. Семко Б.П. О влиянии веса ковшевой погрузочной машины на процесс внедрения в штабель породы // Сб. Вопросы рудничного транспорта: Госгортехиздат. – 1960. – Вып. 4. – С. 390-407.

120. Ширин Л.Н., Коровяка Е.А. Особенности технологии закладки и оставление породы на рудных месторождениях / Технология закладки и экологические особенности оставления породы в выработанном пространстве подземных предприятий. Монография // Под общ. ред. С.С. Гребенкина и А.И. Ильина. – Д.: Регион, 1999. – С. 279-338.

121. Ратинов В.Б., Розенберг Т.И. Добавки в бетон. – М.: Стройиздат, 1989.

122. Афанасьев Н.Ф., Целуйко М.К. Добавки в бетоны и растворы. – К.: Будівельник, 1989. – 134 с.

123. Ратинов В.Б., Иванов Ф.М. Химия в строительстве. – М.: Стройиздат, 1977.

124. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А. Авдеев, В.Л. Барон, Н.В. Гуров, В.Х. Кантор. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 511 с.

125. Справочник по горнорудному делу / Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

126. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руды. – М.: Недра, 1985. – 224 с.

127. Мартынов В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений. К. – Донецк: Вища школа, 1987. – 273 с.

128. Коровяка Е.А., Ширин Л.Н. Обоснование технологии разработки тонкожилых крутопадающих месторождений с конвейерной доставкой руды / Разработка рудных месторождений // Научно-технический сборник. – Кривой Рог, 2000. – Вып. № 73. – С. 50-54.

129. Патент №51867А (UA), E21C41/16. Спосіб відробки тонких крутоспадних жил / Ширін Л.Н., Коровяка Є.А., Майєр С.А., Веселовський Г.С. (Україна). – 2000031502. Заявлено 16.03.2000. Опубліковано 16.12.2002. Бюл. № 12.

130. Петров Е.И., Ширин Л.Н. Шахтные испытания устойчивости пневмобаллонных элементов призабойной крепи под действием взрывных нагрузок // Колыма. – 1977. – № 5. – С. 15-17.

131. Тимошенко С.П., Янг Д.Х., Унвер У. Колебания в инженерном деле. – М.: Машиностроение, 1985. – 472 с.

132. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. – М.: Недра, 1978. – 23 с.

133. Теоретическая механика в примерах и задачах / М.И. Бать, Г.Ю. Джанелидзе, А.С. Кельзон. – М.: Наука, 1973. – Т. 3. – 488 с.
134. Петров Е.И. Об устойчивости пневмобаллонной крепи под действием взрыва // ФТПРПИ. – 1978. – № 2. – С. 90-94.
135. Коровяка Е.А. Устойчивость работы скребковых конвейеров в условиях взрывной отбойки руды // Науковий вісник НГУ. – 2003. – № 5. – С. 47-48.
136. Ратушный А.А. Планирование в горном производстве. – М: Недра, 1977. – 120 с.
137. Смирницкий Е.К. Экономические показатели промышленности. – М.: Экономика, 1980. – 220 с.
138. Байконуров О.А., Филимонов А.Т., Калошин С.Г. Комплексная механизация подземной разработки руд. – М.: Недра, 1975. – 283 с.
139. Дузь С.Я. Анализ уровня механизации очистной выемки комплексом КОВ-25 при разработке жил прирезками по простиранию // Исследование параметров и показателей эффективности разработки жильных месторождений. – М.: Ин-т пробл. комплекс. освоения недр АН СССР, 1983. – С. 56-62.
140. Никаноров В.И., Тарасюк О.П. Оценка схем подготовки и нарезки блоков на жильных месторождениях по показателю трудоемкости / Совершенствование подземной разработки рудных месторождений. – М.: Минцветмет СССР, 1983. – С. 22-28.
141. Шершнева А.А., Турило А.М. Сравнительная экономическая оценка эффективности разработки рудных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал – 1991. – № 7 – С. 44-46.
142. Ширин Л.Н., Петрук Е.Г., Коровяка Е.А. Влияние гипсометрии почвы и кровли золотосодержащих рудных тел на выбор технологических схем разработки // Современные пути развития маркшейдерско-геодезических работ на базе передового отечественного и зарубежного опыта. – Д.: НГАУ, 1997. – С. 32-37.
143. Коровяка Е.А. Особенности транспортирования руды в выемочных блоках тонкожильных крутопадающих месторождений // Тез. докл. междунауч.-техн. конференции “Проблемы транспорта в горном производстве”. – Д.: НГУ, 2002. – С. 21-22.
144. Коровяка Е.А. Транспортно-технологические схемы доставки руды в очистных блоках тонкожильных крутопадающих месторождений // Науковий вісник НГУ. – 2003. – № 1. – С. 8-10.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
РАЗДЕЛ 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ	
1.1. Краткая характеристика условий формирования золоторудных месторождений.....	5
1.2. Особенности технологии разработки тонкожильных крутопадающих месторождений.....	8
1.3. Анализ исследований по совершенствованию технологических схем добычи руды на тонкожильных крутопадающих месторождениях....	14
1.4. Комплексная программа исследований технологии разработки тонких крутопадающих жил.....	23
Выводы.....	26
РАЗДЕЛ 2. ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ТОНКОЖИЛЬНЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	
2.1. Постановка задач исследований по совершенствованию технологии выемки тонких крутопадающих жил.....	28
2.2. Факторы, характеризующие специфику технологии очистных работ на тонкожильных крутопадающих месторождениях.....	30
2.3. Оценка влияния морфологии рудных тел на конструктивные параметры систем разработки тонких жил.....	35
2.4. Формулировка задачи поведения массива в терминах метода граничных элементов.....	41
2.5. Методика проведения шахтных исследований гипсометрических поверхностей боков выработок после буровзрывной отбойки руды.....	45
2.6. Физическое моделирование выпуска руды в блоках при мелкошпуровой отбойке тонких крутопадающих жил системой разработки с магазинированием	
2.6.1. Теоретические основы моделирования методом эквивалентных материалов.....	51
2.6.2. Выбор, методика приготовления и определения физико-механических свойств эквивалентного материала.....	53
2.6.3. Исследование процесса выпуска руды в блоках системой разработки с магазинированием.....	57
Выводы.....	69
РАЗДЕЛ 3. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРОЦЕССОВ ВЫЕМКИ, ДОСТАВКИ РУДЫ И ЗАКЛАДКИ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА В БЛОКАХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ КРУТОПАДАЮЩИХ ЖИЛ	
3.1. Исследования особенностей технологии разработки тонких жил с закладкой выработанного пространства.....	70
3.2. Структуризация методов построения технологических схем разработки тонких жил с закладкой выработанного пространства.....	79

3.3. Методика управления параметрами призабойного пространства при применении самоходного погрузочно-доставочного оборудования в очистных блоках.....	86
3.4. Имитационное моделирование адаптационной способности погрузочно-доставочной машины в условиях изменчивой гипсометрии рудных тел.....	91
3.5. Математическая модель работы малогабаритной ковшовой погрузочной машины в режиме черпания.....	96
Выводы.....	105
РАЗДЕЛ 4. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ РАЗРАБОТКИ ТОНКОЖИЛЬНЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	
4.1. Определение рациональных параметров технологии разработки тонкожильных золоторудных месторождений.....	107
4.2. Математическая модель работы скребкового конвейера в условиях взрывной отбойки руды.....	115
4.3. Разработка системы требований к комплексу очистного оборудования и исходных данных на проектирование технологических схем добычи руды.....	120
4.4. Экономическая эффективность рекомендуемых технологических решений.....	122
Выводы.....	125
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	126
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	129

Наукове видання

Коров'яка Євгеній Анатолійович

ОБГРУНТУВАННЯ НАПРЯМІВ УДОСКОНАЛЕННЯ
ТЕХНОЛОГІЇ РОЗРОБКИ ТОНКОЖИЛЬНИХ
ЗОЛОТОРУДНИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ

(Російською мовою)

Редактор С.П. Іванов

Підп. до друку 27.03.08. Формат 30×42/4.
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 9,6.
Тираж 100 прим. Зам. № 000.

Підготовлено до друку та видруковано
у Національному гірничому університеті.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.