

РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН

НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Хамидов Хусниддин Файзуллаевич

**ОБОСНОВАНИЕ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ
МОЛОМОЩНЫХ ЗОЛОТОНОСНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ**

(научно-исследовательская работа, выполненная в рамках выпускной квалификационной работы по направлению 5540200 – «Горное дело»)

Работа рассмотрена на заседании
кафедры «Горное дело» и допущена
к защите

Зав.кафедрой «Горное дело»

_____ доц. Исмоилов А.С.

«___» _____ 2011 г.

Научный руководитель

_____ доц. Мислибоев И.Т.

«___» _____ 2011 г.

НАВОИ - 2011

ОГЛОВАНИЕ

ВВЕДЕНИЯ	3
ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННАЯ СОСТОЯНИЯ ДОБЫЧИ МАЛОМОШНЫХ ЗОЛОТОНОСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	5
1.1 Особенности подземной разработки маломощных полезных ископаемых.....	5
1.2 Особенности строительства вертикальных вскрывающих выработок...	12
1.3 Влияние подземных горных выработок на напряженно- деформированное состояние массива.....	20
ГЛАВА 2. ОБОСНОВАНИЕ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ.....	31
2.1. Факторы влияющие на выбор схемы подготовки.....	31
2.2. Обоснование вскрытия рудника и подготовка шахтного поля.....	39
2.3. Технология проведения наклонного транспортного съезда.....	47
3. ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	60
4. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	61

ВВЕДЕНИЕ

В основных направлениях экономического развития Республики Узбекистан, предусматривающих подъём экономики страны, особое место отводится ускорению научно-технического прогресса в горнодобывающей промышленности.

Горнодобывающая промышленность – из ведущих отраслей породного хозяйства, поставляющая сырьё для цветной и чёрной металлургии, химической промышленности и промышленности строительных материалов.

В настоящее время основным способом добычи руд является открытая разработка месторождений, посредством которой из недр извлекается около 2/3 общего объёма добычи всех полезных ископаемых. Это наиболее дешёвый способ разработки, позволяющий применять мощное высокопроизводительное оборудование.

С переходом на более глубокие горизонты открытый способ разработки становится все менее выгодным. Кроме того, при открытом способе и большой глубине разработки земная поверхность нарушается на длительное время на очень большой площади, как в результате самих работ, так и в связи с размещением пустых пород. С учётом условий разведанных месторождений можно считать, что в перспективе удельный вес подземного способа будет постепенно возрастать.

На подземных рудниках в настоящее время уже используется сотни различных типов машин с современными средствами контроля, управления и связи. Расширяется применение новейших технических средств, основанных на последних достижениях в области физики. Имеется широкая сеть сигнализации и связи.

Основные производственные процессы механизированы полностью, за исключением отдельных вспомогательных операций, и частично механизированы вспомогательные производственные процессы.

В дальнейшем на подземных рудниках, наряду с улучшением условий труда, должна быть значительно повышена производительность труда, увеличена интенсивность разработки месторождений, обеспечено наиболее рациональное использование недр в части полноты извлечения запасов минерального сырья и сохранения земной поверхности.

В связи с этим, в ближайшие годы на подземных рудниках должны быть решены крупные научно-технические проблемы: рациональное использование земли и её недр; коронное усовершенствование технологии добычи руд в части методов работ, параметров, способов механизации и т.п.; завершение механизации вспомогательных производственных процессов; автоматизация основных производственных процессов.

Цель работы состоит в обосновании оптимальных параметров схемы вскрытия и подготовки маломощных, сложноструктурных месторождений зависящий от горно-геологических условий месторождений.

Для достижения поставленной цели в научно-исследовательской работе решаются следующие основные **задачи**:

1. Определение технологических особенностей подземной разработки маломощных полезных ископаемых.
2. Обоснование технологии проходки вскрывающих выработок.
3. Определение факторов влияющие на выбор схемы подготовки.
4. Обоснование схемы вскрытия рудника и подготовка шахтного поля.

Объектом исследования является технология подземной разработки маломощное, сложноструктурное месторождения «Зармитан».

Научная новизна выполненных исследований заключается в разработке методики выбора параметров вскрытия и подготовки зависимости от горно-геологических условий месторождений.

Практическое значение работы состоит в определении способов схемы вскрытия и подготовки при подземной разработке маломощных сложно-структурных месторождений.

ГЛВА 1. СОВРЕМЕННАЯ СОСТАЯНИЯ ДОБЫЧИ МАЛОМОШНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.

1.1. Особенности подземной разработки маломощных полезных ископаемых.

Одной из самых специфических областей сырьевого комплекса является разработка жильных месторождений, значимость которых особенно велика в добыче тяжёлых, цветных, редких и драгоценных металлов. Среди особенностей геологического строения этих месторождений, оказывающих Наиболее существенно влияние на показатели их разработки, являются:

- малая величина и высокая изменчивость мощности рудных тел (средняя мощность 1,8м; коэффициент вариации -58%);
- преобладание крутых углов падения жил со средним градиентом изменения $\pm 5^{\circ}$ на 1м линии падения жилы;
- наличие на многих жильных месторождениях участков или отдельных рудных тел большой мощности (до 30м);
- сложная конфигурация рудных тел;
- высокая содержание полезного компонента в рудах, 2,5-5 раз превышающие качество руд других геологических типов месторождений;
- крайне неравномерное распределение полезного компонента по площади жил со средним коэффициентом рудоносности 25-28 %.

И, как в следствии – наличие на каждом месторождении большого количества забалансовых руд, запасы металла в которых иногда в 2-3 раза превосходят его запасы в балансовых рудах.

Сложность геологического строения жильных месторождений выражается не только в изменчивости элементов залегания и характеристик качество руды, но и исключительном разнообразии генерального состава руд. Более 80% жильных месторождений представлены рудными телами, содержащими, кроме основного, от 2 до 8 полезных компонентов с

промышленным содержанием. И только 20 % случаев эти компоненты извлекаются.

Рассматривая вытекающие из этих особенностей геологии возможности комплексного освоения жильных месторождений, можно отметить, что совместное использование открытого и подземного способов разработки является на этих предприятиях широко распространённым приёмом повышения эффективности разработки жильных месторождений. В большинстве случаев карьером отрабатывается верхняя часть месторождений, имеющих выходы рудных тел на земную поверхность. При этом открытые разработки замещены во времени с подземными разработками, но ведутся только в период строительства подземного рудника. Это позволяет сократить период освоения месторождения и в более короткие сроки дать первую промышленную продукцию. Производительность карьеров при этом не превышает 300 тыс. т руды в год, коэффициент вскрыши колеблется от 1,5 до 5 м³/т. Разубоживание руды 50-60 %. По мере наращивания объёмов добычи руды подземным способом масштаба открытых работ, как правило, сокращаются.

Более характерно для условий разработки жильных месторождений одновременно использование таких рудных технологий, как выемка жил со шпуровой отбойкой и камерная выемка мощных рудных зон с отбойкой руды скважинами. Так как положение мощных рудных зон обычно контролируются рудными жилами, то выемка запасов ведётся одновременно с некоторым опережением одной части. Это позволяет в среднем на 25-30 % увеличить добычи руды и снизить затраты на добычи при этом металл более, чем на 18%.

Забалансовые руды жильных месторождений в большинстве случаев являются резервом, из которого, по мере развития технического прогресса в области разработки месторождений, могут пополнять их балансовые запасы. По этому при изучении количества, условия залегания и качества

забалансовых руд особое внимание уделяется выявлению причин отнесения тех или иных запасов к этой категории.

Исходя из характера затрат, предстоящих с связи с возможным освоением забалансовых запасов и переводом их в категорию балансовых, целесообразно рассмотреть отдельных забалансовых руды, имеющиеся на эксплуатируемых месторождениях, и целые месторождения, считающиеся в данный момент забалансовыми. Во влечение разработку забалансовых руд на действующих предприятиях, как правило, не связано со значительными капитальными вложениями. Оно происходит в основном за счёт совершенствования эффективности применяемой технологии добычи руды, при реконструкции и расширении горных и обогатительных предприятий. Промышленное освоение забалансовых месторождений, кроме решений технологических вопросов добычи и обогащения руд, связано с большими капитальными затратами на строительство предприятий, дорог и создания инфраструктуры в районе месторождения. По этому значительно расширяется и видоизменяется круг причин, по которым обнаруженное месторождение относится к категории забалансовых.

Практически все жильные месторождения располагают запасами забалансовых руд, отнесённых к этой категории по самым различным причинам. Общие запасы металлов забалансовых запасов эксплуатируемых месторождений обычно соизмеримы с запасами их в балансовых рудах.

Использование этих запасов является основным резервом повышения полноты использования разведанных запасов без существенного увеличения капитальных затрат. Сложность геологического строения и разработки жильных месторождений предопределила многообразие причин отнесения запасов к категории забалансовых, анализ которых открывает реальные перспективы вовлечения этих запасов в промышленное производство. Из этих запасов, по величине содержания полезного компонента в рудном теле, здесь можно выделить две группы:

- забалансовые запасы, представленные жилами или участками с содержанием металла выше установленного промминимума;

- забалансовые запасы жил или их участков с содержанием металла в рудном теле ниже проминнимума.

Каждая из этих групп разделяется, в свою очередь, на несколько видов, по причинам отнесения участка жилы в забаланс. Первая группа забалансовых руд включает в себя следующие виды:

- жилы малой мощности, выемка которых с помощью применяемой на предприятии технологии требует значительной прирезки вмещающих пород, и их запасы по величине процента относятся к забалансовым;

- жилы сложного строения, сближенные, ветвящиеся, валовая выемка которых также сопровождается сильным разубоживанием и даёт после отбойки некондиционную руду.

С точки зрения вовлечения в разработку, наибольший интерес представляет первая группа. По данным различных исследований, доля этой группы рудных тел составляет от 10 до 25 % от общего количества забалансовых руд. На современном уровне развития горной техники и технологии эффективная выемка таких жил становится вполне возможной.

Высокопроизводительное буровое оборудование проходческо-очистных комплексов с монорельсовым перемещением (КПВ-6, КОВ-25 и ПВ-1000), комплексная механизация работ и высокая производительность труда на проходке восстающих, а также возможность новых машин работать при примененных углах падения рудных тел может сделать эффективным применение для выемки тонких жил давно известной системы селективной отбойки из сближенных восстающих. Разубоживание руды при проходке восстающих может быть сведено к минимуму путем переизмельчения взрывом жилы и более крупного дробления вмещающих пород с последующим отделением мелкой товарной руды в подземных или поверхностных виброгрохотах.

Вторая группа забалансовых руд на эксплуатируемых жильных месторождениях: руды, имеющие средние содержания ниже установленного промминимума – представлены двумя видами:

- жилы, имеющие равномерное распределение полезного компонента и низкое его содержание;
- жилы с неравномерным оруденением, низкое среднее содержание в которых связано с невысоким коэффициентом рудоносности.

В первом из проведенных выше случаев промышленное использование забалансовых запасов возможно либо путем пересмотра в меньшую сторону постоянных кондиций (при внедрении, например, более эффективной технологии добычи руды), либо путем использования эксплуатационных кондиций при одновременной разработке балансовых и забалансовых участков рудных тел.

Использование забалансовых, по среднему содержанию, запасов второго вида возможно на базе создания и применения технологии добычи руды, позволяющей либо отдельно вынимать рудные и безрудные участки в пределах очистного блока, либо вести избирательную выемку только рудных участков. В этом случае появляется возможность без пересмотра кондиций получать товарную руду при разработке забалансовых участков.

Один из путей решения этой задачи наметился при проведении исследований и промышленных экспериментов по созданию технологии выемки прирезками по простиранию с помощью монорельсовых очистных комплексов. Полученные результаты показали, что применение созданной методики определения контуров рудных тел в пределах вынимаемых прирезок позволяет с достаточной достоверностью определять как границы орудинения, как и положение и размеры безрудных участков, часть из которых остается после отбойки руды в очистном пространстве в виде целиков. Продолжение и углубление исследований в этом направлении даст возможность расширения сырьевой базы жильных месторождений за счет

промышленного использования забалансовых жил и участков с низкими значениями коэффициента рудоносности.

Оценивая общие перспективы возможности промышленного освоения забалансовых руд жильных месторождений, можно отметить, что в условиях эксплуатируемых месторождений большие возможности в этом направлении появляются в связи с созданием технологии выемки жил по простиранию с применением монорельсовых комплексов. Значительное повышение общей эффективности добычи руды при её применении позволит пересмотреть постоянные кондиции и отрабатывать более бедные руды.

Развития идей сложенных созданной технологии направлений обеспечения селективной отбойки тонких жил и избирательной выемки рудных участков в жилах (блоках) с неравномерным оруденением позволит создать технологическую основу для вовлечения промышленной разработки значительной части запасов забалансовых руд.

Одно из важнейших проблем комплексного освоения жильных месторождений является проблема сокращения потерь высококачественных руд. Если при этом потеря отбитой руды могут быть значительно сокращены путем проведения специальных мероприятий, то потери не отбитой руды различного рода целиках на жильных месторождениях являются безвозвратными. В этих условиях индивидуальный доступ каждому блоку для выемки из него оставленной руды практически невозможен, так как требует восстановление огромного количества горных выработок, опыт строительной артели, которая работает в настоящее время на штольневых горизонтах месторождения, показывает, что выпуск отбитой руды из старых блоков, а также отбойка между блоковых целиков связаны с такими трудностями и настолько опасны, что вести их подавляющем большинстве случаев нерационально. В настоящее время артель ведет добычу руды, в основном, из крупных охранных целиков вертикального ствола.

Таким образом, оценивая потери балансовых запасов в условиях разработки жильных месторождений, можно сделать следующие выводы:

1. Вследствие относительно небольших запасов единичного месторождения, общее количество оставляемого в недрах полезного ископаемого при существующем уровне эксплуатационных потерь в подавляющем большинстве случаев недостаточно для обоснования повторной разработки списанного месторождения или его участка.

2. Потерянная в виде целиков и рудной мелочи на лежащем боку блока руда распределена на очень больших площадях отработанных жил, поэтому для организации выемки этих потерь необходимо выполнение большого объёма трудоёмких и опасных работ по восстановлению или перепроходке старых горных выработок.

3. Учитывая практическую безвозвратность потерь на жильных месторождениях и высокое качество добываемых руд, при разработке этих месторождений полнота извлечения должна, видимо, стать основным критерием оценки деятельности предприятия и играть ведущую роль при выборе систем и технологии разработки.

Рассматривая проблему утилизации отходов горного производства при разработке жильных месторождений, можно выделить ряд особенностей, характерных для этого типа месторождений.

Удельный объём добываемой пустой породы, в исчислении на тысячу тонн добытой руды, при выемке жил в 2-3 раза выше, чем при разработке мощных месторождений. При этом от 20 до 40 % объёма породных отвалов формируется за счёт горной массы от проходки горизонтальных (частично и вертикальных) выработок сечением обычно 6-10 м² по балансовым жилам небольшой мощности или с невысоким содержанием полезного компонента, то есть близких по своему качеству к нижней границе кондиций. Разработка и внедрение технологии проходки, позволяющей каким-то образом отделять жильную массу от породы при проходческих работах, позволит избежать этих потерь балансовых запасов.

Породные отвалы жильных месторождений могут служить источниками строительных материалов, щебня и гравия, если физико-механические свойства пород удовлетворяют существующим требованиям.

Учитывая значительную удаленность многих жильных месторождений от крупных транспортных магистралей и слабое развитие инфраструктуры в районе этих месторождений, потребности на щебень и гравий будут, чаще всего, ограничиваться только местными нуждами.

Отвалы пород на месторождениях, представленных хрупкими минералами (сульфиды цветных металлов), могут без значительных капитальных вложений послужить дополнительным источником товарной руды и металла при внедрении повторного грохочения отвальных пород.

Наиболее простым и удобным способом утилизации отвалов пустых пород в условиях горного рельефа может быть отсыпка искусственных строительных площадок под здания и сооружения поверхности рудника. Такая возможность должна учитываться на стадии проектных работ.

Приведённые материалы наглядно показывают, что жильные месторождения являются не только одним из самых сложных для разработки геологических объектов, но и требуют специфического подхода к решению традиционных вопросов комплексного освоения их запасов. Причем многие из этих вопросов тесно смыкаются с экологическими и социальными проблемами локального и общего масштаба.

1.2. Особенности строительства вертикальных вскрывающих выработок

С помощью буровзрывных работ (БВР) разрушают горные породы в пределах проектного сечения ствола вчерне на заданную глубину заходки методом шпуровых зарядов.

БВР проводят с соблюдением Правил безопасности шахт (ПБ), Правил технической эксплуатации (ПТЭ), Единых правил безопасности при взрывных работах (ЕПБ).

Для производства работ начальник участка (проходки) составляет по установленной форме паспорт БВР, который проверяют опытным путем и доводят до необходимых требований, а затем утверждают главным инженером строительного управления. Для проходки ствола на всю глубину утверждают два-три паспорта БВР – для пород средней крепости, крепких и очень крепких.

Паспорт БВР состоит из схемы расположения шпуров в трех проекциях с указанием их нумерации и расстояния между ними; схемы конструкции заряда; таблицы к схеме, которая содержит данные о длинах и углах наклона шпуров, массе заряда в каждом шпуре и очередности их взрывания; таблицы технико-экономических показателей с указанием сечения выработки, крепости породы; наименования и числа бурильных машин, типы и расхода взрывчатых веществ и др.

Разработку паспорта БВР производят в следующей последовательности.

1. Обосновывают и выбирают тип ВВ, средств инициирования (СИ) и способ инициирования, принимают или рассчитывают удельный расход ВВ, определяют число шпуров, выбирают тип вруба, длину шпуров в комплекте, определяют общий расход ВВ, массу зарядов в каждом шпуре, фактический расход ВВ и суммарную длину шпуров и др.

2. Рассчитывают интервалы замедления и взрывную сеть.

3. Рассчитывают технико-экономические показатели БВР.

4. Составляют схему проветривания забоя и мероприятия безопасного ведения БВР.

К паспорту прилагается акт его практической проверки с зарисовкой положения забоя после каждой серии взрывов и указанием расстояний от обнаженной плоскости до шпуров следующей очереди взрывания. Акт

проверки подписывают взрывник, начальник участка, начальник вентиляции и инженер по технике безопасности.

После оформления паспорта по одному экземпляру он находится у начальника вентиляции, начальника участка, на складе ВВ и у горного мастера (этот экземпляр передают по смене). С паспортом под расписку знакомят проходчиков, представителей технического и вентиляционного надзора горного участка, взрывников, заведующего складом взрывчатых материалов и их раздатчиков.

На схеме расположения шпуров (в плане, поперечном и продольном сечениях) указывают номера шпуров, их длину, расстояние между устьями и забоями соседних шпуров.

На схеме проветривания указывают место установки вентилятора, подающего свежий воздух в забой; направление движения воздуха; количество воздуха, проходящего мимо всаса вентилятора и поступающего в забой; подачу вентилятора; места выставления постов, места замера газа и укрытия для взрывника.

В мероприятия безопасного ведения буровзрывных работ указывают способы защиты бурильщиков от поражений механизмами и кусками падающей породы и угля; профилактику заболевания силикозом; состояния забоя, когда разрешается зарядание шпуров; места, куда убирают механизмы, инструменты и материалы; местонахождение людей, не связанных со взрывными работами; лиц, учитывающих в зарядании и взрывании шпуров; способы проверки состояния забоя (наличие метана, осланчивание); результаты осмотра забоя после взрывных работ.

Следует ориентироваться на глубину шпуров, приведенные в таблице №1. Глубина врубовых шпуров должна быть на 10-20 % больше глубины остальных.

Выбор взрывчатых материалов производят согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах, перечню рекомендуемых ВМ и

журнальным постановлениям Госгортехнадзоров с учетом пылегазового режима шахты, крепости и водообильности пород.

Таблица № 1

Коэффициент крепости пород по школе проф. М.М. Протодяконова	Глубина шпуров, м
<1,5	2-3
1,5-9	2-3
10-20	1,5-2

В стволах, не опасных по пыли и газу, в крепких породах ($f \geq 12$) применяют скальный аммонит № 1, скальный аммонал № 3 и детонит М. Применение этих ВВ повышает коэффициент использования шпуров и степень дробления горной массы, но эти ВВ имеют высокую стоимость. В породах средней крепости применяют аммонит 6ЖВ.

В стволах, опасных по газу или пыли, нашли применение углениты Э-6, 12 ЦБ, аммониты АП-5ЖВ, ПЖВ-20 и Т-19.

При проходке стволов шахт взрывание разрешается производить только с поверхности или с действующего горизонта электрическим способом или детонирующим шпуром, а в сухих и влажных забоях также и электроогневым способом с применением для взрывания переменного и постоянного тока.

При электрическом способе взрывания допускаются к применению электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия диаметром 7,2-7,7 мм и длиной 72 мм. Электродетонаторы мгновенного действия применяют для взрывания врубовых шпуров, короткозамедленного действия – при взрывании отбойных и периферийных шпуров.

В шахтах, опасных по газу или пыли, электродетонаторы замедленного действия разрешается применять при условии непрерывного проветривания, если в забое отсутствуют угольные пласты и нет выделения метана.

Число шпуров в комплекте при отработке паспортов буровзрывных работ

$$N = 12.7 \frac{qSk}{\gamma d^2 \rho}$$

где – q – удельный расход ВВ (расход на 1 м³ взорванной породы), кг/м³; S – площадь сечения выработки в проходке, м²; k – коэффициент использования шпуров (среднее значение 0,8); γ - коэффициент заполнения шпуров; d – диаметр патрона ВВ, см; ρ - гравиметрическая плотность ВВ в патронах, г/см³.

Значения q находят по таблице № 2, а ρ по таблице № 3.

Таблица № 2

Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м ²	Удельный расход ВВ, кг, на 1 м ³ взорванной породы в массиве при коэффициенте крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова.						
	1,5	2-3	4-6	7-9	10-14	15-18	19-20
Диаметр патронов ВВ 32-36 мм							
10-20	1,24	1,7	2	2,35	2,8	3,3	3,65
20-40	0,91	1,15	1,4	1,75	2,2	2,7	3,05
>40	0,53	0,9	1,2	1,5	1,95	2,45	2,75
Диаметр патронов ВВ 40-45 мм							
10-20	1	1,36	1,6	1,88	2,24	2,64	2,92
20-40	0,73	0,92	1,12	1,4	1,76	2,16	2,44
>40	0,42	0,72	0,96	1,2	1,56	1,96	2,2

Таблица № 3

ВВ	Гравиметрическая плотность ρ г/см ³
Аммонит скальный № 1	0,95-1,1
Аммонит 6ЖВ	1-1,2
Динафталит – 200	1-1,15
Аммонит АП-5ЖВ	1-1,15
Аммонит ПЖВ – 20	1-1,15

Коэффициент заполнения шпуров γ (отношение длины заряда к длине шпура) при взрывных работах в шахтах, не опасных по газу или пыли, в породах с f=2-9 и диаметре патронов ВВ 32; 36, а также 45 мм, равен соответственно 0,6-0,7 и 0,35-0,45, а в породах с f=10-20 и тех же диаметрах патронов ВВ соответственно 0,7-0,75 и 0,45-0,5.

Диаметр окружности вспомогательных шпуров можно определять по формулам:

при размещении комплекта шпуров в забое по трем окружностям

$$D_{всп} = D_{пр} + (D_{пр} - D_{вр}) / 2$$

при размещении комплекта шпуров в забое по четырем окружностям

$$D_{всп} = D_{пр} + (D_{пр} - D_{вр}) / 3$$

где $D_{всп}$, $D_{вр}$ – диаметры окружностей вспомогательных и врубовых шпуров; $D_{пр}$ - диаметр ствола в проходке.

При размещении шпуров в забое по пяти окружностям диаметр первой (после окружности врубовых шпуров) окружности вспомогательных шпуров

$$D'_{всп} = D_{пр} + (D_{пр} - D_{вр}) / 4$$

диаметр второй окружности вспомогательных шпуров

$$D''_{всп} = D_{пр} + (D_{пр} - D_{вр}) / 2$$

диаметр третьей окружности вспомогательных шпуров

$$D'''_{всп} = D_{пр} + 3(D_{пр} - D_{вр}) / 4$$

Масса заряда каждого врубового шпура $Q_{вр}$ должна быть на 20-25 % больше средней массы заряда на шпур.

Число патронов ВВ в заряде (шпуре) определяется делением массы заряда на массу одного патрона.

Составить паспорт буровзрывных работ при проходке вертикального ствола для условия рудника «Зармитан» со следующими данными:

Диаметр ствола в проходке $D_{пр}$, м	6,3
Площадь сечения ствола в проходке, m^2	31,25
Коэффициент крепости пород	10
Категория шахты по газу	Негазовая
Залегание пород	Горизонтальное
Приток воды, $m^3/ч$	10
Длина антенных проводов, м	25

Сопrotивление магистрали, Ом	0,4
Схема соединения электровзрывной сети	Параллельно-ступенчатая
Число одновременно работающих	
Перфораторов ПР-30 ЛС	11 и 8 резервных
Диаметр буровой коронки, мм	52
Число коронок в забое, шт	40 (по 3 коронки на каждый работающий перфоратор и 7 запасных)
Диаметр патронов ВВ, мм	45
Тип вруба	Воронкообразный

Решение. В качестве взрывчатого вещества принимаем аммонит скальный № 1, а из средств инициирования – электродетонаторы ЭДКЗ – ОП и замедленного действия ЭДКЗ – П с интервалами замедления 50 и 75 мс.

Удельный расход ВВ $q=1,76 \text{ кг/м}^3$ (по таблице № 1)

Коэффициент заполнения шпуров принимаем равным 0,5

Гравитационная плотность ВВ $\rho=1 \text{ г/см}^3$ (таблица № 2)

Число шпуров

$$N = 12,7 \frac{qSk}{\gamma d^2 \rho} = 12,7 \frac{1,76 * 31,25 * 0,8}{0,5 * 4,5^2 * 1} = 39 \text{ шт}$$

Число окружностей расположения шпуров – три (по таблице № 3), диаметр окружности врубовых шпуров 2,2 м, число врубовых шпуров $n_{вр}=6$.

Число шпуров по окружностям:

вспомогательные

$$0,34(N-n_{вр})=0,34(39-6)=11,22$$

оконтуривающие

$$0,66(N-n_{вр})=0,66(39-6)=22$$

Диаметр окружности оконтуривающих шпуров 5,9 м.

Диаметр окружности вспомогательных шпуров

$$D_{всп} = D_{вр} + \frac{1}{2}(D_{нр} - D_{вр}) = 2,2 + \frac{1}{2}(6,3 - 2,2) = 4,25$$

Глубина шпуров по условиям организации работ должна быть равна примерно 2 м. (по таблице № 1)

Число патронов ВВ в шпуре проверяем по формуле

$$n = \frac{L\gamma}{l} = \frac{2 * 0,5}{0,22} = 4,51$$

где L – глубина заходки, м; l – длина патрона ВВ, м.

Принимаем 5 патронов и уточняем глубину заходки

$$L = \frac{nl}{\gamma} = \frac{5 * 0,22}{0,5} = 2,2 \text{ м.}$$

Глубину врубовых шпуров принимаем равной

$$L_{вр} = 1,2 * 2,2 = 2,42 \text{ м.}$$

Количество ВВ на заходку $Q_{зах}$ и распределение по шпурам

$$Q_{зах} = qkV_{зах} = 1,76 * 0,8 * 68,7 = 96,5 \text{ кг;}$$

$$Q_{вр} = 1,2 \frac{Q_{зах}}{N} = 1,2 \frac{96,5}{39} = 2,5 \text{ кг.}$$

Число патронов ВВ в одном врубовом шпуре при массе патрона 0,5 кг равно $2,5/0,5=5$ шт.

Масса заряда каждого из остальных шпуров комплекта

$$Q = \frac{96,5 - 2,5 * 6}{39 - 6} = 2,46 \text{ кг.}$$

Число патронов в каждом из остальных шпуров комплекта равно $2,46/0,5=4,9$. Принимаем 5 патронов.

Фактический расход ВВ

$$39 * 5 * 0,5 = 97,5 \text{ кг.}$$

Коэффициент заполнения для врубовых шпуров

$$\frac{1,1 \cos(90^{\circ} - 66^{\circ})}{2,4} = 0,45$$

а для остальных шпуров $0,9/2,2=0,4$

Площадь сечения антенных проводов (алюминиевых) при числе электродетонаторов $n=39$ и сопротивлении мостика каждого электродетонатора $r_b=4,2$ Ом

$$S_a = \frac{0,00224nl}{r_b} = \frac{0,00224 * 39 * 25}{4,2} 0,52 \text{ мм}^2$$

Для удобства монтажа антенны принимаем $S_a=6 \text{ мм}^2$.

Суммарное сопротивление взрывного R_k и магистрального R_m кабелей составляет при напряжении источника тока $U=380$ В, число электродетонаторов $n=39$ и величине гарантийного тока $i=1$ А.

$$R_K + R_M = \frac{1}{n} \left(\frac{U}{1,6i} - 1,76r_B \right) = \frac{1}{39} \left(\frac{380}{1,6 * 1} - 1,76 * 4,2 \right) \approx 6,4 \text{ Ом}$$

$$R_k=6,4-0,4=6 \text{ Ом}$$

Полученные данные заносим в паспорт буровзрывных работ.

1.3. Влияние подземных горных выработок на напряженно-деформированное состояние массива

При проведение горизонтальных горных выработок особое место занимает вопрос о поддержании кровли сразу после раскрытия забоя и в момент возведения временной крепи, поскольку до окончания ее возведения проходит от 5 до 20 часов, а в отдельных случаях может быть и больше. При этом следует учитывать, что в таких выработках сразу после взрыва формируется значительная площадь обнажения не только по периметру выработки, но еще и по глубине, поскольку длина заходки составляет, как правило, 3—4 м.

Необходимо, следовательно, либо применять временную ограждающую крепь в виде громоздких конструкций из опалубки и чернового бетона, либо вести работы, связанные с приведением забоя в безопасное состояние, погрузкой породы и возведением временной крепи в зоне повышенной

опасности, что в конечном итоге повышает трудоемкость этих процессов и снижает темпы самой проходки.

Таким образом, вопрос об обеспечении устойчивости породного обнажения, а также надежности конструкции временной крепи при проходке выработок является главным и для его решения большое значение имеет знание о напряженно-деформированном состоянии (НДС) породного массива, поскольку именно оно является причиной всех механических процессов, происходящих в окружающем массиве и на контуре выработки (потеря устойчивости, вывалы, обрушения, горные удары, выбросы и т.д.).

Следует отметить, что напряженно-деформированное состояние породного массива, по всей видимости, является доминирующим фактором и в определении величины нагрузки на крепь подземного сооружения. Отсюда корректность расчета ее конструкции во многом зависит от правильного представления о напряженно-деформированном состоянии породного массива и механических процессах, протекающих в окрестности выработки.

Существует большое количество гипотез, претендующих на объяснение этих явлений и решение главного вопроса этой проблемы: расчет нагрузки на крепь и, как следствие, определение ее конструктивных параметров (2).

Условно все научные работы, посвященные напряженно-деформированному состоянию породного массива, можно разделить на два направления: работы, в основу которых положены «гипотезы сил», и работы, в основу которых положены «гипотезы деформаций».

Приверженцами первого направления являются такие ученые, как А.Н. Динник, М.М. Протодьяконов, П.М. Цимбаревич, В.Д. Слесарев, Е.Т. Проявкин и многие другие.

К недостаткам работ этого направления можно отнести то, что в их расчетах отсутствуют деформационные процессы, происходящие в примыкающем к выработке породном массиве. В работах данного направления нагрузка на крепь формируется исключительно силами гравитации, т.е. массой толщи вмещающих пород (полной или частичной).

Расчет нагрузки ведется в статической постановке задачи без учета взаимодействия породного массива с крепью.

Такой подход не учитывает величины смещения на контуре выработки. Таким образом, расчет конструкции крепи выработки ведется аналогично расчету конструкции наземного сооружения по заданным нагрузкам. Гипотезы этой группы на современном этапе развития механики горных пород можно считать частными случаями полной картины взаимодействия крепи и породного массива.

Дальнейшее развитие представлений о механике горных пород привело к следующему важному выводу: вопрос определения внешних нагрузок на крепь не может быть решен без учета совместного взаимодействия крепи и массива и совместного их деформирования, от которого в конечном зависит величина нагрузки на крепь, причем последнее нельзя рассматривать при расчете вне массива, что является принципиальным. Вот это положение и лежит в основе работ, отнесенных ко второму направлению — «гипотезы деформаций».

Однако эти идеи не были подкреплены практическим опытом и, как следствие, не получили в то время признания в области расчета крепи.

Первая практическая польза от данного направления отнесена к заслуге Ф.А. Белаенко, который впервые предложил уравнение совместности деформаций крепи и пород (6):

$$U_{\infty}(p) = U_0 + U_k(p), \quad (2.1)$$

где $U_{\infty}(p)$ — смещение породного контура к моменту установления статического равновесия в системе крепь-массив; U_0 — начальное смещение породного контура, соответствующее промежутку времени от обнажения участка породного контура до момента ввода крепи в работу; $U_k(p)$ — смещение внешнего контура крепи к моменту установления статического равновесия в системе крепь-массив.

Впоследствии это уравнение стало основным уравнением теории взаимовлияющей деформации.

В последующих работах этого направления было доказано наличие существенного влияния касательных напряжений, возникающих на контакте крепи с массивом, и, как следствие, влияния последних на напряженно-деформированное состояние самой крепи (2). Таким образом, теоретической базой гипотез второго направления является рассмотрение массива горных пород с точки зрения механики сплошной среды.

Однако классические теории упругости и пластичности не в состоянии полностью описать особенности деформирования горных пород в заданных условиях. Установлено, что характер проявления их напряженно-деформированного состояния отличается как от идеально-пластических, так и от идеально-хрупких материалов.

Деформирование пород за пределом прочности сопровождается постепенной потерей несущей способности (5). Это можно видеть на полных диаграммах «напряжение-деформирование» в виде ниспадающей ветви. Именно эта особенность служит базой для создания и разработки теории запредельного Деформирования, которая является дополнением к классической теории предельного состояния, содержит научно-обоснованное представление о процессе разупрочнения материалов и дает новую формулировку критериев прочности [6].

В связи с образованием горной выработки, как уже было отмечено, в массиве происходит нарушение начального напряженно-деформированного состояния, т.е. происходит перераспределение напряжений и деформаций. В приконтурной зоне выработки: практически образуется новое поле напряжений, характеризуемое концентрацией напряжений по заданному контуру выработки.

Установлено, что на величину этой концентрации напряжений влияет прежде всего форма и поперечные размеры выработки, а также пространственная ориентация выработки относительно поверхности земли (выработка вертикальная, горизонтальная, наклонная). Имеет также

существенное влияние на проявление деформаций «крепь-массив» расстояние до забоя до выработки.

Существенным образом на концентрацию напряжений влияют деформационные характеристики пород и распределение их в массиве (анизотропия и неоднородность массива), а также способ производства работ (буровзрывной, комбайновый, гидравлический и Др.). При этом максимальная концентрация напряжений имеет место на контуре выработки или может быть смещена вглубь массива, если породы в окрестности выработки имеют повышенную деформируемость. Размеры распространения областей концентраций напряжений зависят от механических свойств горных пород, складывающих массив, и параметров сечения выработки (2).

Следствием концентрации напряжений вокруг выработки является образование зоны неупругих деформаций. Эти деформации развиваются во времени и распространяются в глубь массива. Процесс деформаций пород в зоне неупругого деформирования порождает смещения контура выработки. В свою очередь смещения породного контура выработки создают нагрузку на крепь. Если крепь жесткая, а нагрузка превышает ее несущую способность, то крепь может быть разрушена.

Крепь, которая имеет податливость, «уходит» от давления и, таким образом, позволяет образоваться вокруг выработки зоне неупругих деформаций. В этой зоне за счет реализации смещений происходит уменьшение напряжения, что позволяет зону пониженных напряжений в сочетании с крепью использовать как несущую конструкцию, таким образом, она выполняет роль подпорной стенки для пород этой неупругой зоны.

Следовательно, для обоснованного выбора конструкции и режима работы крепи необходимо знать условия, в которых она будет работать, и соответственно выбирать ее параметры, т.е. податливость и несущую способность. Принятая конструкция крепи должна выдерживать расчетную нагрузку.

Поэтому самым важным фактором повышения устойчивости выработок большого сечения, кроме выбора типа крепи, ее грузонесущей способности и схемы взаимодействия с окружающим массивом, является правильный выбор технологии производства работ. По всей видимости, разумное сочетание выбора конструкции крепи и технологии производства работ по сооружению выработки есть оптимальное решение проблемы проведения и поддержания выработки при минимальных затратах. Процесс увязки технологии строительства с реализуемыми механическими процессами пошел по двум направлениям (14).

Согласно первому направлению предлагается проходить выработку такого сечения, которое после реализации величины ожидаемых смещений, устанавливаемых аналитическими или другими методами, будет соответствовать проектному сечению. Этот метод на сегодняшний день широко используется в мировой практике строительства подземных выработок. В качестве временной крепи используют податливые крепи из спецпрофиля, а после стабилизации смещений — арки из спецпрофиля замоноличивают бетоном.

Однако при проектировании выработок большого сечения возникает вопрос: зачем нужно поддерживать деформированные и разрушенные породы, если исследования на стадии проектирования, с помощью которых мы определяем смещения, так же надежны, как и исходные данные, которыми мы оперируем? Кроме того, при такой технологии строительства получаются значительные переборы пород (особенно для выработок большого сечения), и ненадежность исходных данных свидетельствует о том, что этот способ является не совсем Удачным (14).

Второе направление, существующее на сегодняшний день, известно под названием метода двойной проходки. Суть этого метода состоит в том, что выработка проходится в два этапа, что позволяет снизить, а в некоторых случаях и свести до нуля смещения проектного контура выработки.

Для этого вначале проводят передовую выработку с учетом сохранения проектного контура выработки и действия на нем минимальных напряжений. После образования вокруг пилот-выработки зоны неупругих деформаций производится расширение ее до проектного контура и возводится постоянная крепь. Опережающую выработку либо крепят податливой крепью, либо, если позволяют породы, не крепят вообще. При этом основные смещения в пределах проектного контура выработки реализуются под защитой породной оболочки (зона неупругих деформаций).

Если правильно подобрать размеры передовой выработки, а также время доработки забоя до проектного сечения, то можно достичь полной реализации смещений породного массива.

Поэтапный метод раскрытия забоя большепролетной выработки, причем со смещением каждого участка забоя вдоль оси выработки и креплением его боковой поверхности облегченной податливой крепью, позволяет предотвратить разуплотнение пород в целом на проектном контуре выработки, развивающееся в результате проявления горного давления.

На этом же принципе основан метод, предложенный еще в 1948 году Л. Рабцевичем и получивший название «новый австрийский тоннельный метод», который широко распространен во многих странах мира.

Суть этого метода состоит в максимальном сохранении и использовании несущей способности приконтурного массива за счет реализации строго контролируемых деформаций благодаря применению податливой или полуподатливой крепи, при этом плотно контактирующей с массивом. В качестве такой крепи обычно применяют анкеры в сочетании с набрызг-бетоном, устанавливаемые в несколько этапов, при этом каждая последующая партия устанавливается по мере исчерпания податливости предыдущей. Таким образом, установленная крепь демпфирует деформации породы и в конечном счете обеспечивает их стабильность к моменту возведения постоянной обделки либо сама играет ее роль.

Учитывая специфику технологии строительства рассматриваемых в данной работе объектов, таких, как подземные атомные электростанции (ПАЭС), подземные гидроэлектростанции (ПГЭС), гидроаккумулирующие электростанции (ГАЭС), комплексы для размещения запасов нефти и газа, а также подземные сооружения для захоронения радиоактивных отходов (РАО) и в особенности камерные выработки, следует отметить, что управление напряженно-деформированным состоянием породного массива в момент раскрытия под-сводовой части камер является особенно сложным процессом.

Сложность процесса прежде всего состоит в том, что в относительно небольшом объеме горного массива находится большое количество выработок разного типа (вертикальных, горизонтальных, наклонных) с различной ориентацией относительно друг друга, причем большинство выработок сопряжено друг с другом и фактически испытывает взаимовлияние как на стадии проходки, так и после нее. Причем усугубляющим обстоятельством является тот факт, что каждая последующая выработка проходится в измененном напряженном состоянии массива.

Более того, практическое применение «точных» решений в замкнутом виде весьма ограничено ввиду слишком большого отрыва крайне идеализированных расчетных схем от реальных условий возникновения и развития напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности выработки. Кроме того, даже при небольших отклонениях расчетной схемы от простейшей (круглое отверстие в сплошной, однородной изотропной упругой, упруго-пластической или идеально-пластической среде при равномерном одноосном нагружении) предложенные формулы часто значительно усложняются и становятся неудобными для непосредственного использования в инженерных расчетах. Поэтому аналитические методы обычно применяют в сочетании с так называемыми обсервационными методами или эмпирическим, с использованием результатов натурных измерений или модельных исследований.

В современной практике проектирования подземных сооружений аналитические методы почти полностью уступили место так называемым численным методам, связанным с использованием ЭВМ. Среди большого многообразия численных методов в области геомеханики получили распространение метод конечных элементов, метод конечных разностей, метод граничных интегральных уравнений и др.

При расчете методом конечных элементов (МКЭ) выполняют анализ уравнений, связывающих напряжения и перемещения элементов, вводят граничные условия и решают уравнения относительно перемещений, по которым затем вычисляют деформации, а затем напряжения. Преимущество метода заключается в скорости решения и достаточно хорошем учете физических и структурных свойств материалов. Недостатком метода являются трудности учета больших деформаций или геометрической нелинейности, фактора времени, в частности переменных нагрузок.

Метод конечных разностей (МКР) в трактовке Кандела сводится к решению законов движения частиц. Преимущество такого метода состоит в лучшем, по сравнению с другими методами, учете крупных деформаций и в возможности решения нелинейных (пластических) задач, а также в возможности учета фактора времени. К недостаткам метода относится учет конструктивных особенностей выработки (сооружения).

Интенсивное развитие в последние годы численных методов открывает большие возможности для исследования пространственного напряженно-деформированного состояния практически любой сложности. Так, например, метод граничных интегральных уравнений (МГИУ) по универсальности значительно уступает МКЭ (существенный его недостаток — возможность получения решения только для однородных тел), но в ряде случаев дает высокую эффективность с точки зрения стоимости расчетов,

Решающим преимуществом МГИУ по сравнению с МКЭ и МКР является значительное сокращение числа рассматриваемых элементов

дискредитации пространства в результате разбиения только граничной поверхности.

Известно достаточно большое число работ, посвященных изучению напряженно-деформированного состояния массива пород вокруг выработок.

Последующие исследования напряженно-деформированного состояния пород в процессе строительства крупномасштабных камер, используя численные методы, позволили установить закономерности формирования полей напряжений и распределения нормальных тангенциальных напряжений на контуре сводовой части выработки «грибовидной» и овальной форм сечения в процессе их строительства. В частности, было установлено, что опускание (осадка) свода происходит только в процессе раскрытия подсводового пространства. Причем существует линейная (обратная) зависимость опускания центральной части свода от коэффициента бокового давления пород в массиве (7). И, что особенно важно, при дальнейшем раскрытии сечения камеры (а она разрабатывается уступным способом) вертикальные смещения поверхности свода либо отсутствуют (в гравитационном поле начальных напряжений), либо наблюдается обратное перемещение свода вверх в тектоническом поле напряжений.

Таким образом, эти исследования подтвердили изначальные предположения, что самым ответственным моментом в процессе строительства крупных камер является проходка их подсводовой части.

Применение способа бокового уступа при раскрытии свода с одновременной организацией работ во всех забоях облегчает решение этой задачи. Однако при этом необходимо вести учет влияния вторичного (наведенного) поля напряжений, вызванного опережающим забоем, на напряженно-деформированное состояние пород в момент до раскрытия забоя до проектного очертания. Поэтому метод прогнозирования устойчивости большепролетных выработок, сооружаемых способом бокового уступа в сочетании с принципом многозабойной организации работ, расчета и выбора параметров сечения опережающего и отстающего забоев с учетом вторичного

поля напряжений, вызванного выработанным пространством, позволит лучше обеспечить устойчивость проектного сечения выработки как в момент раскрытия, так и в момент возведения крепи.

ГЛАВ II. ОБОСНОВАНИЕ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

2.1. Факторы влияющие на выбор схемы подготовки

Способы подготовки горизонтов и блоков к эксплуатации обычно делят в зависимости от расположения горно-подготовительных выработок относительно рудного тела на полевые, рудные и комбинированные—рудно-полевые, а в зависимости от назначения и взаимного расположения подготовительных выработок на штрековые, кольцевые и тупиковые.

В зависимости от расположения и назначения выработок способы и схемы подготовки этажей делят на классы (табл. 2).

При проектировании первоначальной ступени вскрытия (шага вскрытия) необходимо принимать ее величину такой, чтобы вскрытые запасы были достаточными для нормальной работы рудника в течение периода, необходимого для проектирования и проходки вскрывающих выработок, обеспечивающих выполнение выбывающих мощностей (осуществление следующего шага вскрытия). При проектировании важно учитывать современные тенденции развития способов вскрытия и подготовки, чтобы выбирать наиболее эффективные и перспективные варианты.

Учитывая постоянный рост затрат на добычу полезных ископаемых и снижение содержания металлов в добываемой рудной массе практически на всех рудниках, наиболее перспективны способы вскрытия и подготовки, обеспечивающие более полное использование запасов. Различные способы вскрытия месторождений и технологии разработки требуют разных площадей для размещения промышленных объектов, отвалов и хвостохранилищ. В результате ущерб окружающей среде будет разным.

Анализ опыта рудников и выполненные исследования свидетельствуют, что в настоящее время в вопросах вскрытия и подготовки наметились вполне определенные тенденции на применение схем поэтапного вскрытия в две и более ступени, на более широкое использование концентрационных

горизонтов с увеличенным шагом вскрытия, большим числом промежуточных горизонтов и созданием достаточных по объему аккумулирующих

Таблица 4

Классификация способов подготовки рудных месторождений

Классы	Подклассы	Виды способов подготовки
1. Рудная подготовка	1.1. Рудными штреками и восстающими 1.2. Рудными штреками, ортами и восстающими 1.3. Рудными штреками, ортами и спиральными или наклонными заездами	1.1.1. Рудная подготовка штреком и восстающими 1.1.2. Рудная подготовка штреком у лежачего бока и восстающими 1.1.3. Рудная подготовка штреками у висячего бока и восстающими 1.1.4. Рудная подготовка штреками у висячего и лежачего боков и восстающими 1.2.1. Рудная подготовка штреками с тупиковыми заездами и восстающими 1.2.2. Рудная подготовка штреками, ортами и восстающими с кольцевой схемой откатки 1.3.1. Рудная подготовка штреками, ортами и наклонными заездами 1.3.2. Рудная подготовка штреками, ортами и спиральными заездами
2. Полевая подготовка	2.1. Полевыми штреками и восстающими 2.2. Полевыми штреками и спиральными съездами	2.1.1. Полевая подготовка штреками и восстающими с тупиковыми заездами 2.1.2. Полевая подготовка штреками и восстающими с кольцевыми заездами 2.2.1. Полевая подготовка штреками и спиральными съездами (рампой)
3. Рудно-полевая подготовка	3.1. Полевыми штреками и восстающими по руде 3.2. Полевыми штреками, ортами и восстающими по руде 3.3. Полевыми штреками, ортами и спиральными съездами и заездами 3.4. Полевыми штреками, ортами, восстающими по руде и спиральными съездами и заездами по руде	3.1.1. Полевыми штреками и восстающими по руде с тупиковой схемой заездов 3.1.2. Полевыми штреками и восстающими по руде с кольцевой схемой заездов 3.2.1. Полевыми штреками, ортами и восстающими по руде с тупиковой схемой заездов 3.2.2. Полевыми штреками, ортами и восстающими по руде с кольцевой схемой заездов 3.3.1. Полевыми штреками и спиральными съездами с кольцевой схемой заездов 3.4.1. Полевыми штреками, восстающими и спиральными съездами с кольцевой схемой заездов

добытое полезное ископаемое (руды) емкостей, обеспечивающих стабильность качества и бесперебойность работы рудника. В ряде случаев перспективной может оказаться схема вскрытия группами этажей при отработке их в группах снизу вверх. По мере углубления горных работ эффективность этих направлений совершенствования вскрытия будет расти и область применения их будет увеличиваться.

Традиционные способы подготовки горизонтов к эксплуатации, когда проходят откаточные штреки и с их уровня начинают подготавливать днища блоков, проходят восстающие, из которых нарезают блоковые орты и штреки, вентиляционные сбойки и т.д., требуют больших затрат времени на подготовку и

поэтому постепенно уступают способам подготовки горизонтов и блоков с помощью транспортных съездов (рампой), а также ярусным способам подготовки.

При подготовке горизонтов к эксплуатации с помощью транспортных наклонных и спиральных съездов время на подготовку горизонта к эксплуатации значительно сокращается, так как нет необходимости готовить весь горизонт. Готовить блоки можно из съездов на различном уровне и одновременно с двух смежных горизонтов, расстояние между которыми может быть увеличено. К тому же, применение самоходного оборудования позволяет значительно увеличить скорость проходки не только наклонных съездов, но и горизонтальных блоковых выработок, а также основных штреков, рудоспусков и вентиляционных восстающих.

Ярусный способ подготовки горизонтов предусматривает вскрытие и подготовку наклонных и крутопадающих залежей с использованием как традиционных способов подготовки, так и подготовки транспортными съездами. Основной горизонт при этом подготавливается полевыми штреками и ортами, из которых проходят восстающие для приема руды с верхних ярусов. Каждый этаж повышенной высоты делится рудоспусками на блоки длиной 50—70 м, а по падению — вспомогательными горизонтами на ярусы высотой 40—50 м, которые разделяются на подэтажи. Ярусная схема позволяет иметь широкий фронт работ при одновременной подготовке довольно значительных объемов запасов.

На рудниках значительной производственной мощности с большим числом подъемных и вспомогательных стволов необходимо стремиться обеспечить компактное их расположение, чтобы уменьшить количество околоствольных дворов (рис. 2.1).

Как уже отмечалось, вопрос об определении размеров рудничного (шахтного) поля решается очень просто — они принимаются в соответствии с параметрами месторождения. На месторождениях с выдержанной мощностью на больших площадях оптимальные размеры шахтного поля могут быть определены аналитически по методу академика Л.Д. Шевякова. Суть метода в

том, что себестоимость добычи выражается в виде функции от длины шахтного поля и количества этажей (ширины поля).

В качестве критериев могут быть приняты такие показатели, как приведенные затраты, прибыль и др. На рудниках и других не-пластовых месторождениях задача решается методом вариантов аналогично тому, как это делается при определении производственной мощности рудника.

Сущность метода вариантов состоит в том, что при нескольких значениях размеров рудничного поля определяются все зависящие от них капитальные и эксплуатационные затраты (на проходку стволов, штолен, вертикальных, наклонных, спиральных выработок, околоствольных дворов, квершлагов, рудоспусков, спиральных и петлевых съездов, шпреков, на вентиляцию, водоотлив, на транспортировку и подъем руды, поддержание выработок и др.). Затем при каждом варианте размеров шахтного поля определяется величина приведенных затрат, приходящихся на 1 т руды.

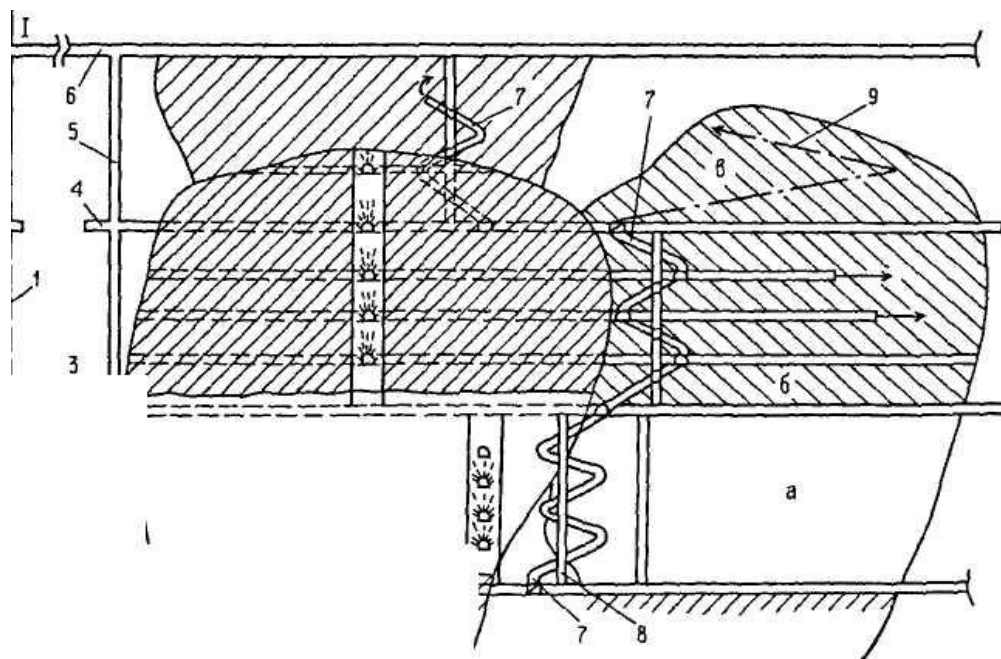


Рис. 2.1. Принципиальная схема вскрытия, подготовки и отработки группы этажей снизу вверх:

I—III — последовательность проходки концентрационных горизонтов; а—в — последовательность подготовки и отработки этажей; 1 — главный ствол; 2 — действующий концентрационный горизонт; 3 — промежуточный действующий горизонт; 4 — промежуточный нарезаемый горизонт; 5 — вентиляционно-ходовой (лифто-подъемный) участковый восстающий; 6 — верхний в группе этажей вентиляционный горизонт; 7 — участковые этажные спирали; 8 — основные перепускники; 9 — трасса рудной спирали

Сравнением устанавливается вариант, обеспечивающий минимум затрат. При этом целесообразно размер рудничного поля по падению представить как общую наклонную высоту количества этажей. Высота этажей в зависимости от горно-геологических условий и систем разработки может быть принята по нормам технологического проектирования или на основе предварительных расчетов. Однако в настоящее время ни себестоимость добычи, ни приведенные затраты не могут быть использованы в качестве критериев экономической оценки.

В основу оценки вариантов разных размеров рудничного (шахтного поля), как и при решении других задач вскрытия и подготовки месторождений должен быть положен критерий суммы дисконтированной прибыли за вычетом капитальных затрат с учетом фактора времени и банковской ставки на кредит. При этом также целесообразно размер рудничного поля по падению представить как общую наклонную высоту определенного количества этажей, а высоту этажей в зависимости от горно-геологических условий и систем разработки принять по нормам технологического проектирования или на основе предварительных расчетов.

В зависимости от размеров рудничного поля могут существенно изменяться очень многие показатели, характеризующие эффективность разработки месторождений.

Переход на более высокие блоки в соответствующих условиях позволит получить еще большую экономию, которая возможна и в случае, если перейти на упрощенные схемы подготовки блоков с торцевым выпуском и внедрить скоростные методы проходки горизонтальных и вертикальных выработок: например, вдвое ускорить проходку выработок и, соответственно, вдвое сократить время подготовки, что равноценно увеличению вдвое извлекаемых запасов блока. Однако в каждом конкретном случае необходимо точно установить по данной методике величину эффекта от применения технологии разработки с повышенной высотой блоков. Высота блоков (этажей), при которой

будет обеспечена максимальная прибыль, может быть принята за оптимальный вариант. Больше этой высоты увеличивать этаж будет целесообразно только при существенном изменении применяемой техники и технологии горных работ.

Обоснование оптимальных схем и способов подготовки горизонтов

Выбор схемы подготовки горизонтов должен осуществляться одновременно с определением высоты этажа. В настоящее время используются полевая и рудная подготовки. На большинстве рудников, разрабатывающих жильные месторождения, применяется рудная подготовка, которая в этих условиях имеет определенные преимущества, состоящие прежде всего в том, что при этом способе подготовки меньше объемы проходческих работ. Кроме того, одновременно с проходкой штрека осуществляются разведка рудного тела на уровне горизонта и попутная добыча руды, благодаря чему окупается часть затрат на проходческие работы. Рудная подготовка блоков позволяет достаточно полно изучить параметры и характер жилы на уровне откаточного горизонта.

Однако во время эксплуатации сложных рудных месторождений при очистных работах непосредственно в блоках и особенно при транспортировке руды по основным откаточным штрекам рудная подготовка имеет существенные недостатки, что приводит к весьма нежелательным последствиям. Чтобы поддержать рудные штреки, над ними и под ними оставляют рудные целики, выемка которых либо не осуществляется, либо ведется с большими потерями. Потери в над- и подштрековых целиках на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, достигают 10—12 %, составляя в среднем 4—8 %. Не менее важно и то, что при рудной подготовке и камерных системах разработки обеспечивается очень плохое проветривание блоков и рудника в целом из-за невозможности надежной изоляции штреков от очистного пространства. Изменчивость направления жил на горизонтах определяет соответствующую изменчивость рудных откаточных штреков, что затрудняет и удорожает проходку. Доставка руды по таким штрекам

затруднена, поэтому она малопроизводительна и дорогостояща. Из-за этого ограничиваются производственные мощности рудников.

Полевая подготовка позволяет повысить полноту использования недр, улучшить безопасные условия работы, увеличить интенсивность подготовки и отработки блоков при снижении затрат, что создает реальные предпосылки для значительного увеличения производственной мощности рудника в целом. Часто при полевой подготовке уменьшается длина штреков и обеспечиваются значительно большие скорости подготовки этажей и блоков к эксплуатации, чем при рудной. К тому же, при полевой подготовке в процессе эксплуатации снижаются затраты на транспортировку, вентиляцию и др. Обеспечивается более высокая интенсивность работы блоков и транспорта по прямым и устойчивым выработкам.

В ряде случаев целесообразно даже после отработки блоков с рудной подготовкой проходить дополнительные полевые выработки и вынимать оставленные надштрековые целики. Благодаря этому снижаются не только потери руды, но и затраты на подготовку новых горизонтов.

Разные варианты полевой и рудной подготовки с тупиковой или кольцевой схемами отличаются по объему и скорости выполнения проходческих работ, затратам на проходку и поддержание выработок, по величине потерь и разубоживания руды, по условиям проветривания (полевая и рудная), а также по производительности блоков и, соответственно, могут обеспечить разные производственную мощность рудника и величину годовой прибыли.

При оценке вариантов подготовки горизонтов к эксплуатации должны быть учтены такие важные обстоятельства, как изменение производственной мощности предприятия в разные периоды эксплуатации месторождения, в частности, из-за разного числа блоков в подготовке и очистной выемке, а также из-за оставления охранных целиков у подготовительных выработок, вследствие чего изменятся условно-постоянные затраты и себестоимость добычи и переработки.

Именно поэтому в качестве критерия оценки должна быть принята величина суммы дисконтированной прибыли рудника за расчетный период, в частности, за весь период эксплуатации горизонта или группы этажей, за вычетом капитальных затрат (с учетом процентной ставки за кредит и времени выполнения капитальных работ) на проектирование, строительство горного предприятия и создание необходимых для нормальной работы рудника вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов в разные периоды времени.

Если учесть, что при полевой подготовке и кольцевой схеме (по сравнению с рудной подготовкой и тупиковой схемой) на месторождениях средней и большой мощности или при полевой подготовке (по сравнению с рудной) на жильных месторождениях (особенно сложного строения с невыдержанными элементами залегания) производительность блоков в очистной выемке может значительно вырасти, то и соотношение числа блоков в подготовке и очистной выемке будет иным.

Обоснование числа этажей в группе

Наиболее правильно определять число этажей в группе (на один концентрационный горизонт) и высоту этажа одновременно с выбором остальных параметров и схем вскрытия и подготовки, приняв при разных вариантах вскрытия разную высоту этажа. В этом случае одновременно решается вопрос о целесообразности применения концентрационных горизонтов, где обычно оборудуют капитальные околоствольные дворы, устраивают подземные дробильные установки. На остальных этажных горизонтах масштабы этих работ обычно значительно меньше, так как они выполняют роль промежуточных. Обычно на один концентрационный горизонт принимают от одного до четырех промежуточных с доведением расстояния между концентрационными горизонтами до 150—250 м. В зарубежной практике имеются случаи, когда на один концентрационный приходится до девяти промежуточных горизонтов (450—500 м на медно-цинковом руднике Квемонт в Канаде мощностью 1,5 млн т/год).

2.2. Обоснование вскрытия рудника и подготовка шахтного поля.

Вскрытием месторождения или шахтного поля называется комплекс работ по проведению выработок, открывающих доступ с поверхности по всему рудному телу или его части и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок.

Требования к вскрытию месторождений:

1. Сохранность вскрывающих выработок в течении всего срока разработки месторождения. Для этого при разработки месторождений вскрывающих выработок располагают за пределами зоны сдвижения пород, образующиеся при извлечении полезного ископаемого.

2. Достаточный резерв подъёмных механизмов.

3. Достаточное количество вскрытых запасов, дающее возможность в последующем своевременно вскрыть и подготовить запасы руды.

4. Максимальная экономичность всех работ по вскрытию месторождения и эксплуатации вскрывающих выработок.

Особенностью месторождения Зармитан является существования карьера и при вскрытии месторождения подземным способом необходимо учесть открытый рудник.

Схема вскрытия, как и есть комплекс работ по вскрытию, зависит от природных и технологических факторов, в частности, от рельефа местности, промышленных запасов руды месторождения; горизонтальной эксплуатационной площади рудных тел, глубины залегания месторождения от поверхности.

Выбор схемы вскрытия.

Схему вскрытия месторождения выбирают сопоставляя технико-экономические характеристики нескольких вариантов:

1. Производят компоновку всех схем вскрытия, подлежащих экономическому сравнению, и по чертежам определяют длину капитальных горных выработок.

2. Определяют капитальные затраты на провидение горных выработок, строительство поверхностных сооружений и приобретение оборудования.

3. По каждому варианту составляют календарный план строительства и приводят капитальные затраты к сроку окончания строительства.

4. Определяют эксплуатационные затраты по подъёму, водоотливу, транспортированию руды и поддержанию выработок.

5. Определяют сумму капитальных затрат, отнесённую к объёму извлекаемых запасов (приведённых капитальных затрат), и эксплуатационных расходов на 1т. руды.

6. Вариант, при которой сумма приведённых капитальных затрат и эксплуатационных расходов будет минимальной, принимают в качестве основного.

Годовая производительность и срок существования рудника определяет и основные размеры в скрывающих выработок. По размерам площади поперечных сечений и длина стволов шахт, околоствольных дворов и околоствольных выработок капитальных квершлагов, штреков, восстающих устанавливает сроки вскрытия и подготовки этажа.

При экономическом сравнении учитываем только те статьи эксплуатационных расходов и капитальных затрат, которые различны в сравниваемых вариантах и оказывают существенное влияние на их стоимость. Помимо экономической оценки при выборе варианта учитывают сроки вскрытия, удобству эксплуатации месторождения, технические и организационные затруднения и другие обстоятельства, способные повлиять на приемлемость того или другого варианта.

Выбор варианта вскрытия связан с выбором типа подъёма, вида подземного транспорта, типа и ёмкости вагонеток, схем проветривания, обеспечивающей нормальную вентиляцию рудника, расположения водоотливных устройств.

Вместе с тем расчёт вентиляции рудничного транспорта и водоотлива зависит от принятого способа вскрытия.

Вопрос о месте заложения вскрывающих выработок решаем в такой последовательности.

Сначала намечаем расположение рудовыдачных выработок, удобное в отношении топографических условий местности, подхода подземного и поверхностного транспорта. Если возникает вопрос об оставлении околосахтного охранного целика руды, определяем его размеры по устойчивым углам сдвижения горных пород и подсчитываем оставляемые в нём запасы руды и полезных компонентов. На основании подсчётов решаем вопрос об оставлении охранного целика или о заложении вскрывающих выработок за пределами зоны сдвижения.

Места расположения вспомогательных вскрывающих выработок определяем в соответствии с их назначением.

Месторождение Зармитан вскрыто до горизонта 720 м.

Ствол «Главный», как основной выдачной при существующей схеме вскрытия в условиях расширения рудника может обеспечить производительность по руде 500 тыс. т/год при отработке горизонтов 840 и 780м. Для отработки гор. 720м и нижележащих горизонтов рассматривались варианты схем вскрытия, максимально использующие существующий горнотехнический комплекс рудника, учитывающие конфигурацию рудного поля на всех горизонтах и распределение запасов по рудным телам, а также не допускающие остановок действующего рудника в период реконструкции.

Вариант 1 – углубка существующих стволов Главного до гор. 740м и разведочного №10 до гор. 780м, а также строительство нового ствола Вспомогательный – 2 от поверхности до гор. 740м в районе существующего ствола Вспомогательный.

Выдача горной массы:

- золотосодержащих руд (кварцевых) – через ствол Главный;
- золотосеребряных руд (упорных, сульфидных) через ствол №10
- пустой породы через ствол Вспомогательный-2.

Для спуска – подъёма людей, материалов и оборудования используется ствол Вспомогательный – 2.

Способ проветривания – нагнетательный, схема проветривания – фланговая. Подача свежего воздуха через ствол Главный, у устья которого строится новая вентиляторная главного проветривания.

Вариант 2 – строительство нового ствола Главный 2 и углубка ствола Главный до гор. 740 м, на флангах в районе ствола Вспомогательный – строительство вентиляционных восстающих, а в районе ствола №10 – вентиляционно – мефтовых восстающих с мефтами ГПЛК.

Ствол Главный-2 служит для выдачи всей горной массы. Ствол Главный выполняет функции вспомогательного ствола и служит для спуска-подъёма людей, материалов и оборудования.

Способ и схема проветривания аналогичны варианту 1 эти два варианта вскрытия рассмотрены на техническом совещании при главном инженере ПО «Узбекзолото». Протокол от 17.09.90г.

В вариантах вскрытия 1 и 2 требуется проведение на каждом горизонте протяженных (от 520 до 750 м) двух путевых (сечение в черне 11,2; 12м²) квершлагов в ТЭО рассмотрен третий вариант вскрытия.

Вариант 3 - повторяет схему вскрытия по варианту 1 и отличается углубкой ствола Главный до гор. 780 м и строительством слепого ствола с гор. 480 м. до гор. 240 м. Слепой ствол приближен к рудным типам 1, 1а, 11, 17 и проходится квершлага ствола Главный на гор. 780 м.

Заложение слепого ствола с гор. 780 м обусловлено, тем что начиная с этого горизонта рудная зона меняет конфигурацию в плане от площадкой, разбросанной до вытянутой в широтном направлении полосы, представленной рудными телами 1, 1а, 11, 17.

Вариант 4 - строительство наклонного транспортного съезда (НТС) производится для своевременного обеспечения подземного рудника вскрытыми запасами и проведения ремонтно-восстановительных работ в действующих вертикальных стволах «Главный» и «Вспомогательный» без

остановки добычи руды. НТС проходится до гор. 720м в центральной части месторождения с учетом дальнейшего его использования для вскрытия нижележащих горизонтов и рассчитан на выдачу по нему на поверхность 650,0тыс.т руды подземными автосамосвалами.

В связи с критическим положением со вскрытыми запасами руды и большим увеличением производительности подземного рудника в ППР предусматривается скоростная (до 215м/мес.) проходка НТС с использованием на основных операциях проходческого цикла производительного импортного горно-шахтного оборудования фирмы Atlas Copco (Швеция).

Сравнено вариантов выполнено то отклоняющим фактором. Расчёт приведенных годовых затрат показывает, что наиболее экономичным является четвертый вариант вскрытия. Кроме того, второй вариант вскрытия имеет следующие дополнительные преимущества:

- содержание одного выделенного ствола вместо трёх по первому и третьему вариантам;
- концентрация грузового и вспомогательного подъёмов на одной промплощадке вместо трёх по другим вариантам;
- упрощается схема транспорта, материалов, людей и оборудования.

Кроме того золото-серебряные руды с точки зрения подземной откатки, не транспортируют только к стволу №10.

Учитывая перечисленные выше преимущества, принимается четвертый вариант вскрытия месторождения Зармитан.

Зона влияния горных работ на поверхности.

Зона опасного влияния горных разработок при системах отработки с естественным поддержанием очистного пространства отстроена от нижней границы балансовых запасов принятых к отработке. Углы сдвижения горных пород определены на основе «Временных правил охраны сооружений природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на месторождениях руд редких металлов» ВНИМИ, 1981 и составляют:

- со стороны висячего бока $\beta_1=70^\circ$;
- со стороны лежачего бока $\beta=70^\circ$;
- по простиранию $\delta=70^\circ$.

Все вновь проектируемые здания и сооружения размещены вне зоны сдвига горных пород.

Существующие здания и сооружения также расположены вне зоны сдвига пород, за исключением поселка Тажикувул, который на восточном фланге месторождения частично попадает в зону сдвига пород при отработке рудное тело 15 и 26. В связи с этим блоки 15-34-37- C1; 15-38, 39-C2; 15-44-17- C1, 15-48- C2; 15a-1,2- C1, 15a-3- C2, 26-1+4- C1, 26-5- C2, отрабатываются системой с закладкой выработанного пространства. Запасы этих блоков относятся к классу мощности до 3-х метров и составляют 3% от всех эксплуатационных запасов. Руды этих блоков относятся к золотосеребряному (сульфидному) типу.

Подготовка шахтного поля.

Подготовка шахтного поля называют определенный порядок проведения выработок, осуществляемый после вскрытия шахтного поля и обеспечивающий возможность подготовки выемочных полей.

Основные факторы, влияющие на выбор способа подготовки: угол падения, нарушенность месторождения, газоносность, водоносность, а также размеры шахтного поля по простиранию, способ проветривания и др.

Основное требование к подготовке месторождения – выбрать такие способы подготовки и систему разработки, чтобы число подготовительных и нарезных выработок было минимальным. В лучшем случае оно равно 2-3 м на 1000 т добытой руды, в худшем – до 10-15м.

Подготовка и нарезка месторождения должны быть произведены так, чтобы обеспечивалось хорошее проветривание очистных выработок, соблюдались правила безопасного ведения горных работ, затраты на подготовку были минимальными, обеспечивалось благоприятные условия для доставки оборудования, материалов и людей.

При разработке крутых и крутонаклонных залежей шахтное поле делят на этажи, а этажи – блоки.

Подготовка рудных месторождений включает подготовку горизонтов (этажей или панелей) и подготовку отдельных очистных блоков.

Подготовка горизонтов заключается в разделении шахтного поля на участки, в пределах которых затем проводят подготовительно-нарезные выработки и ведут очистную выемку.

Крутые наклонные залежи горизонтальными подготовительными выработками (штреками и ортами) разделяют на этажи, длина которых соответствует длине шахтного поля по простиранию. Горизонты, на которых расположены эти выработки, называются этажными.

Расстояние по вертикали между штреками, ограничивающими этаж, называется высотой этажа. Она колеблется от 30-40 до 80-100 м, а иногда достигает 200-250м.

Высота этажа зависит от горно-геологических факторов. Если месторождение имеет выдержанные элементы залегания (форму, размеры, угол падения), то высоту этажа принимают большой; если эти элементы резко меняются – высоту этажа принимают минимальной.

За этот промежуток времени, в течении которого отрабатывают один этаж, нужно подготовить новый.

Учитывая вышеперечисленное для месторождения Зармитан необходимо применить этажный способ подготовки. Высота этажа при этом должна быть 45м.

Расчет безопасной толщины барьерного целика приближенно может быть рассчитан по формуле, предложенной В.Д. Слесаревым:

$$h=\gamma\ell^2/(2\sigma_p)$$

где, γ – удельный вес пород, Н/м³; ℓ - пролет камеры, м; σ_p – предел прочности пород на растяжение, Па.

Для условий месторождения Зармитан толщина барьерного целика составит $h=75\text{м}$.

Этажи, как правило, разрабатывают сверху вниз, т.е. первым обрабатывают тот, который ближе к поверхности, затем следующий за ним.

В целях обеспечения независимой одновременной работы доставки и транспортирования руды необходимо использование так называемых концентрационных горизонтов, на которые перепускается руда с вышерасположенных промежуточных горизонтов. При этом транспорт руды к шахтному стволу производится только по концентрационным горизонтам конвейерами, а расположенные между ними промежуточные этажные горизонты служат для подготовки очистных блоков, вспомогательного транспорта (для перевозки людей, материалов и оборудования), проветривания и прокладки кабелей и трубопроводов. Транспортный концентрационный горизонт обычно обслуживает 2-4, а иногда и больше этажей. Срок службы его значительный, что дает возможность оборудовать горизонт капитально.

Рудоспуски, ведущие на концентрационный горизонт, проходят по рудному телу или в непосредственной близости от него. Один рудоспуск может обслуживать часть блока (Например одну или две доставочные выработки), весь блок или группу блоков. Обычно они не крепятся и могут иметь ответвления, чтобы сократить длину механизированной доставки. Рудоспуски служат бункерной емкостью между процессами доставки и транспортирования, в них происходит дополнительное измельчение рудной массы и усреднения ее качества.

Этаж по длине с помощью восстающих разбивают на выемочные очистные блоки. Восстающие обеспечивают доступ к расположенным на разных уровнях по высоте подготовительно-нарезных и очистным выработкам блока.

Границы между выемочными блоками смежных этажей бывают горизонтальными или наклонными. Расположены они несколько выше

соответствующих этажных горизонтов, так как днище блока (временный целик) обычно обрабатывают вместе с запасами блока нижележащего этажа.

2. 3. Технология проведения наклонного транспортного съезда

Географическое положение и природные условия.

В географическом отношении площадка наклонного транспортного съезда (ствола) находится в Кошрабадском районе Самаркандской области республики Узбекистан и расположена в пределах Чармитанского месторождения. Ближайшим крупным населённым пунктом является г. Джизак, расположенный в 104км юго-восточнее района работ.

Ближайшая железнодорожная станция Ката-Курган, находящаяся в 80км, связана с районом строительства автомобильной дорогой, проходящей через посёлки Митан и Иштыхан. Обзорная схема показана на рисунке 1.

Рельеф местности характеризуется мягкими, пологими, слабо расчлененными формами, с общим уклоном на юго-восток. Климат района резко-континентальный, характерный для аридных зон Средней Азии. Среднегодовая температура воздуха – плюс 15°С, абсолютный минимум – минус 30°С, абсолютный максимум – плюс 45°С. Ветровой режим характеризуется сезонным постоянством, преобладающими являются ветры северо-восточного направления. Среднегодовое количество осадков 300-400мм. В геоморфологическом отношении площадка наклонного транспортного съезда находится на южном склоне центральной части хребта Северный Нуратау. Грунтово-геологические условия осваиваемой площадки в верхней части разреза представлены супесями, суглинками и дресвяно-щебенистыми грунтами.

Подземные воды, имеющие регионально распространение, залегают в породах верхнего эоцена на глубине 27,5м и более. В пролювиальных крупнообломочных отложениях русел, относительно крупных саев, возможно существование подземных вод локального распространения типа

«верховодки», образованных за счёт всевозможных техногенных утечек, которые неизбежны на промышленных площадках. Уровень таких подземных вод может быть встречен на глубине 6-8м. Гидрографическая сеть представлена руслами водотоков периодического действия (саями), сток по которым формируется за счёт выпадения дождей значительной интенсивности.

Сейсмичность площадки строительства – 7 баллов.

Состав предприятия и размещение сооружений.

Площадка поверхностного комплекса наклонного транспортного съезда (ствола) расположена в 0,5км севернее штольни «Капитальная», имеет в плане неправильную форму и ориентирована длинной стороной с северо-востока на юго-запад. Ситуационная схема размещения площадки поверхностного комплекса и подъездных автомобильных дорог показана на чертеже инв. №П-251175/изм.1. В состав поверхностного комплекса наклонного транспортного съезда (ствола) при его строительстве, входят следующие здания, сооружения и коммуникации:

- боксы для хранения и обслуживания колесной техники;
- вентиляторная установка с вентилятором ВЦП-16;
- контейнер сервисный передвижной (мастерская для перфараторов);
- диспетчерская (вагончик);
- раскомандировочная (вагончик);
- открытая площадка хранения гравийно-песчаной смеси;
- склад цемента и металла;
- ТП-1 6/0,4КВ;
- противопожарные резервуары 2х100м³;
- резервуар технической воды 100м³;
- насосная станция;
- уборная на 1 очко;
- подъездные автодороги на площадку поверхностного комплекса и на отвал;

- инженерные сети.

Размещение проектируемых зданий и сооружений площадки поверхностного комплекса наклонного транспортного съезда (ствола) и плановое положение подъездных автомобильных дорог приведено на чертеже ДСП-20718-ГТ/изм.1.

В структурном плане площадь заложения наклонного автосъезда находится в полосе шириной 1км, между двумя региональными разломами – Центральным с северо-запада и Промежуточным с юго-востока. На трассах проектируемого наклонного автосъезда распространены в основном граносиениты. В граносиенитах возможна встреча других оперяющих мелких разломов типа Контактного. В целом граносиениты являются устойчивыми породами. Они обладают преимущественно крупноглыбовой трещиноватостью, которая обусловлена как трещинами кливажа, так и тектоническими трещинами, в массиве которых встречаются дайки гранитоидов (граносиениты, сиениты) более позднего возраста. На участках повышенной тектонической трещиноватости (зон разломов) крутого падения возможны обрушения пород. Физико-механические свойства пород приведены в таблице 5.

Таблица 5

Физико-механические свойства пород:

Физико-механические показатели	Граносиениты	Сиениты	Сланцы, роговики
Плотность, т/м ³	2,62-2,68	2,62-2,67	2,62-2,70
Предел прочности, МПа			
• на сжатие в сухом состоянии	84,6-132,5	87,1-112,5	75,4-147,0
• на сжатие в водонасыщенном состоянии	47,4-88,3	59,6-79,8	44,1-73,5
• на сжатие в зонах тектонических нарушений	29,9-34,5	18,4-32,3	15,9-16,8
Коэф. Крепости по шкале	8-19	7-10	8-10

Протодьяконова			
Пористость, %	0,51-1,0	1,13-1,66	0,78-3,1
Водопоглощение, %	0,19-0,37	0,43-0,63	0,20-1,47
Коэффициент разрыхления	1,5	1,5	1,6

Гидрогеологические условия вскрываемого съездом месторождения, как установлено исследованиями объединения «Узбекгеология» следует считать простыми. По расчётам вышеупомянутой организации ожидаемый средний водоприток в горные выработки горизонта 840м составит 150м³/ч, на горизонт 780м-200-220м³/ч. Наклонным транспортным съездом предусматривается вскрытие запасов горизонта 780м с возможностью выдачи по нему горной массы подземными автосамосвалами.

Угол наклона транспортного автосъезда – 8° (0,141), сечение 17,6м² в свету разработано под автосамосвал грузоподъёмностью 28,0т. В дальнейшем съезд будет углубляться с целью выдачи горной массы с нижележащих горизонтов. Место заложения наклонного автосъезда – участок выхода скальных пород на поверхность между стволами шахт «Главная» и №3, отметка устья – 915м, азимут – 20°.

Наклонный съезд проходится под углом 8° параллельно Контактному разлому в 25-30м от него, не пересекая разлом. Для погрузки горной массы с горизонта 780м в шахтные самосвалы в конце автосъезда проходится выработки погрузочного узла. Длина наклонного съезда до погрузочного узла составляет 1080м.

Технологическая схема проходки наклонного Транспортного съезда (ствола).

Транспортный наклонный съезд (НТС) является основной вскрывающей выработкой гор. 720м и предназначен для выдачи на поверхность горной массы в объёме до 800,0тыс.т/год. Сечение съезда 17,6м² в свету, максимальный угол наклона 8°. Горная масса по съезду выдаётся шахтными автосамосвалами МТ-431В фирмы Atlas Copco. Грузоподъёмность

самосвала 28,0т, максимальная скорость передвижения 12км/ч, количество одновременно находящихся в съезде машин – до 5 единиц.

Для разминки самосвалов по трассе съезда через 140÷170м запроектированы заезды – разминки под углом 45° - тип I и под углом 90° - тип II (Т-образный заезд), которые используются при строительстве съезда для временного размещения проходческого и водоотливного оборудования. Рабочая документация по НТС выдана полностью, см. лист общих данных черт П-242905. Проведение наклонного транспортного съезда(НТС) запроектировано с применением самоходного бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования с дизельным двигателем фирмы Atlas Copco, Швеция. Это оборудование (буровая установка Boomer 282, погрузочно-доставочная машина ST 710 и шахтный автосамосвал МТ-431В) механизмирует основные трудоёмкие операции проходческого цикла: бурение шпуров; доставку и транспортировку на поверхность горной массы. Доставка оборудования и материалов по наклонному съезду предусматривается в проекте самоходной машиной 1ВОМА. Краткая техническая характеристика самоходных машин приведена в таблице 4.

Строительство НТС в зависимости от глубины его проходки подразделяется условно на два периода:

I – проходка с поверхности первых (450÷500)м съезда с заездами – разминками;

II – проходка оставшейся части съезда (также с заездами-разминками) до погрузочного пункта гор. 780м.

В I периоде все оборудование размещается на площадке съезда, откуда своим ходом поочередно спускается в забой для выполнения той или иной операции проходческого цикла и после её выполнения возвращается на промплощадку. Таблица 4 – тех. хар. самоход. машин:

В этом периоде шпур (включая и под анкерное крепление) бурятся установкой Boomer 282, порода из забоя вывозится на поверхность в ближайший отвал погрузочно-доставочной машиной (ПДМ) ST710, а

крепление выработки производится машиной для нанесения набрызгбетона СБ-67Б-2 (БМ-86), установленный на самоходной машине 1ВОМА или непосредственно на почве выработки.

Вспомогательные операции, (наращивание коммуникаций, доставка материалов и оборудования) выполняются с использованием машины 1ВОМА.

Во II периоде при проходке съезда используются пройденные заезды-разминовки. Последовательность выполнения операций проходческого цикла сохраняется, при этом буровая установка Boomer 282 и ПДМ ST710 отстаиваются в заездах и при необходимости спускаются в забой для выполнения операций проходческого цикла.

Порода из забоя удаляется с перегрузкой у Т-образного заезда: непосредственно из забоя порода в ковше доставляется к заезду ПДМ ST710; затем у заезда порода из ковша перегружается в автосамосвал МТ-431В, который транспортирует её на поверхность. Автосамосвал загружается за 4 ходки погрузочно-доставочной машины. Общий вид расположения оборудования при перегрузке породы и схема манёвра автосамосвала у Т-образного заезда.

Крепление выработки, выполнение вспомогательных операций производится аналогично, как и в I периоде.

Для бурения вспомогательных зарядных шпуров при проходке канавки и шпуров под анкеры для подвески коммуникаций предусмотрены перфораторы ПП-63ВБ2 и ПТ48А. Заряднение шпуров гранулированными ВВ производится ручными пневматическими зарядчиками Курама-7, Вахш-5, а патронированными ВВ – вручную.

Наименование	Ед. изм.	Тип машины			
		MT-431B	ST710	Boomer 282	1BOMA
1. назначение	-	Транспорт породы	Доставка породы	Бурение шпуров	Транспорт вспомогательный
2. грузоподъёмность	т	28,0	6,5	-	3,0
3. количество манипуляторов (стрел)	шт.	-	-	2	-
4. мощность дизельного двигателя передвижения	кВт	278;298	149	55	55
5. мощность установлен-ная электрическая	кВт	-	-	100 (бурение)	-
6. скорость передвижения	Км/ч	3,1÷32,0	2,2÷24,8	4,5-на уклоне, 13,0-на горизонтали	20,0
7. габариты	мм	10182х х2794х х2741	8824х х2040х х2104	11820х х1976х х3000	7200х х1700х х2100
8. масса	кг	29270	18200	16600	8500
9. завод (фирма) – изготовитель, страна	-	Фирма Atlas Copco, Швеция			АО «Рудгормаш» г.Воронеж Россия

Буровзрывные работы.

Объём работ по бурению шпуров

$$W_6 = N_{\text{шп}} L_{\text{шп}} = 6 \times 3,50 + 39 \times 3,30 + 2 \times 3,31 = 156,32 \text{ м}; \quad (1)$$

где: $L_{\text{шп}}$ – длина шпура, 3,3 м (расчёт приведен в приложении Б-1);

$N_{\text{шп}}$ – количество шпуров на заходку.

Объём убираемой горной массы [10]

$$W_y = S_{\text{вч}} L_{\text{шп}} \eta k_{\text{и}} = 19,5 \times 3,3 \times 0,87 \times 1,07 = 60 \text{ м}^3; \quad (2)$$

где: $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения выработки, 19,5 м²;

$L_{шп}$ – длина шпура, 3,3м;

η – коэффициент использования шпура (КИШ=0,87);

$k_{и}$ - коэффициент излишка сечения (КИС=1,07-по СНиПЗ.02.03-84).

$$W'_y = S_{вч} L_{шп} \eta k_{и} = 22,8 \times 3,3 \times 0,87 \times 1,07 = 70 \text{ м}^3; \quad (3)$$

Количество ВВ за один цикл [7]

$$Q_{ВВ} = 165,2 \text{ кг, удельный расход ВВ}$$

$$q = Q_{ВВ} / W'_y = 165,2 / 60 = 2,75 \text{ кг/м}^3 \quad (4)$$

$$q' = Q_{ВВ} / W'_y = 165,2 / 70 = 2,36 \text{ кг/м}^3 \quad (4)$$

Тип ВВ – NOBELIT 216Z. NOBELIT 216Z – патронированный, диаметр патрона – 38мм, масса – 600г, длина – 475мм. Заряжание шпуров предусмотрено вручную. Вруб прямой с пятью заряжаемыми шпурами, диаметром 42мм, и одной холостой скважиной диаметром 105мм. Расчёт прямого вруба смотри приложение Б.2. Линия наименьшего сопротивления (л.н.с.) $W_1=0,75\text{м}$. Общее количество шпуров – 47, в том числе число заряжаемых $N_{шп}=46$. Расход шпурометров на забой составляет 156,3м. Подвигание забоя на взрыв (длина заходки)

$$L_y = L_{шп} \eta = 3,3 \times 0,87 = 2,87 \text{ м} \quad (5)$$

Фактический расход ВВ составил 165,2кг.

Удельный расход ВВ уточняется проведением опытных отбоек и окончательно устанавливается паспортом буровзрывных работ.

Интервал замедления при взрывании с использованием прямого вруба [7]

В прямых врубах хорошие результаты обеспечиваются при последовательном взрывании зарядов, что помогает избежать запрессовки породы.

Породы имеют крепость $f = 13-19$, средняя $f_{cp} = 16$ по Протоdjяконову, или X по СНиПУ, для которых коэффициент замедления для зарядов выброса принимается $A_1 = 8 \text{ мс/м}$, а для зарядов рыхления $A_2 = 6 \text{ мс/м}$.

Для проходки выработки наклонного автосъезда принимают $L_{шп} = 3,5 \text{ м}$, тогда интервал замедления

$$t_1 = A_1 L_{шп} = 8 \text{ мс/м} \times 3,5 \text{ м} = 28,0 \text{ мс} \quad (6)$$

Принимаем ближайший больший 30 мс и ЭДКЗ-ПМ15 №2ПМ.

Первым взрываем шпур №1 (рис.2) детонатором без замедления.

Первая серия замедления-шпур №2 и №3 с замедлением 30 мс №4ПМ.

Вторая серия замедления-шпур №4 и №5 с замедлением 60 мс, т.е.

$$t_2 = A_2 L_{шп} = 8 \text{ мс/м} \times 3,3 \text{ м} = 26,4 \text{ мс} \quad (6)$$

Третья серия замедления врубовых шпуров №6-11 с замедлением 90 мс,

$$T_3 = A_1 L_{шп} = 6 \text{ мс/м} \times 3,3 \text{ м} = 19,8 \text{ мс} \quad (6)$$

Четвертая серия. Принимаем ближайший больший интервал замедления 120 мс – ЭДЗН №6Н.

То же, пятая и шестая серии – ЭДЗН №7Н и №8Н. Данные расчета приведены в таблице 5. Таблица 5-интервал замедления при взрывании:

Номера шпуров взрывае-мых за один прием	Длина каждо-го шпу-ра, м	Угол наклона шпуров от (плоскости) груди забоя	Масса за-ряда од-ного шпу-ра, кг	Очередность взрывания зарядов в шпурах и степень их замедления, мс
1	3,50	90°	3,6	ЭД – без замедления
2-3	3,50	90°	3,6	I-ЭДКЗ-ПМЗ-15 №2ПМ-30мс
4-5	3,50	90°	3,6	II- ЭДКЗ-ПМЗ-15 №4ПМ-60мс
6-11	3,30	90°	3,6	III-ЭДКЗ-ПМЗ-15 №6ПМ-90мс
12-22	3,30	90°	3,6	IV-ЭДЗН №6Н - 120мс
23-27	3,30	90°	3,6	V-ЭДЗН №7Н - 140мс
28-30	3,30	86°32'	3,6	VI-ЭДЗН №8Н - 160мс
35-39	3,30	86°32'	3,6	
44-46	3,30	86°32'	3,6	VI-ЭДЗН №8Н - 160мс
31-33	3,30	86°21'	3,6	

41-43	3,30	86°21'	3,6	
34-40	3,31	85°	3,6	

Свободные технико-экономические показатели на паспорт буровзрывных работ приведены в таблице 6 и таблице 7 .

Таблица 6 – Сводные технико-экономические показатели:

Наименование	количество	примечание
1. категория шахты (выработки)		По газу и пыли не опасна
2. площадь поперечного сечения вчерне, м ²	19,5	
3. коэффициент крепости пород по Протодяконову, f	13-19 (ср.16)	
4. бурильные машины “BOOMER 282”, шт.	1	Гидравлическая, с двумя перфораторами
5. диаметр крестовой коронки, мм	42(105)	В скобках-только для центральной скважины вруба
6. число шпуров на цикл (заряжаемых), шт.	46 (47)	
7. количество шпурометров на цикл, м	156,3	
8. средняя глубина шпуров, м	3,3	
9. количество шпурометров на 1м выработки, м	54,5	
10. кол-во шпурометров на 1м ³ выработки, м	2,61	
11. коэффициент использования шпура, η	0,87	
12. тип ВВ	NOBELIT 216Z	Диаметр патрона - 38мм
13. расход ВВ, кг: <ul style="list-style-type: none"> • на один цикл • на 1м³ • на 1м 	165,2 2,75 57,6	
14. расход коронок на 1м выработки, шт.	1	
15. расход буровой стали на 1м выработки, кг	18,7	
16. расход электроэнергии на 1м ³ выработки, кВт-ч/м ³	17,3	Учен расход на бурение, проветривание и водоотлив
17.расход сжатого воздуха на 1м ³ выр-ки, м ³ /м ³	0,77	
18. расход воды на 1м ³ выработки, м ³ /м ³	0,33	Бурение, пыле-

		подавление
19. подвигание забоя за цикл, м	2,87	
20. выход породы за цикл, м ³	60	
21. тип электродетонаторов	ЭД, ЭДКЗ- -ПМ-15, ЭДЗН	
22. расход электродетонаторов, шт.:		
• на один цикл	46	
• на 1м ³	16	
• на 1м	0,77	
23. взрывной прибор (машинка) ПИБ-100М, шт.	1	

Таблица 7 – Свободные технико-экономические показатели:

Наименование	количество	примечание
1. категория шахты (выработки)		По газу и пыли не опасна
2. площадь поперечного сечения вчерне, м ²	22,8	
3. коэффициент крепости пород по Протодяконову, f	13-19 (ср.16)	
4. бурильные машины "BOOMER 282", шт.	1	Гидравлическая, с двумя перфораторами
5. диаметр крестовой коронки, мм	42(105)	В скобках-только для центральной скважины вруба
6. число шпуров на цикл (заряжаемых), шт.	46 (47)	
7. количество шпурометров на цикл, м	156,3	
8. средняя глубина шпуров, м	3,3	
9. количество шпурометров на 1м выработки, м	54,5	
10. кол-во шпурометров на 1м ³ выработки, м	2,61	
11. коэффициент использования шпура, η	0,87	
12. тип ВВ	NOBELIT 216Z	Диаметр патрона - 38мм
13. расход ВВ, кг:	165,2	
• на один цикл	2,36	
• на 1м ³	57,6	

• на 1м		
14. расход коронок на 1м выработки, шт.	1	
15. расход буровой стали на 1м выработки, кг	18,7	
16. расход электроэнергии на 1м ³ выработки, кВт-ч/м ³	17,3	Учтен расход на бурение, проветривание и водоотлив
17. расход сжатого воздуха на 1м ³ выр-ки, м ³ /м ³	0,77	
18. расход воды на 1м ³ выработки, м ³ /м ³	0,33	Бурение, пылеподавление
19. подвигание забоя за цикл, м	2,87	
20. выход породы за цикл, м ³	70	
21. тип электродетонаторов	ЭД, ЭДКЗ-ПМ-15, ЭДЗН	
22. расход электродетонаторов, шт.:		
• на один цикл	46	
• на 1м ³ выработки	16	
• на 1м выработки	0,77	
23. взрывной прибор (машинка) ПИВ-100М, шт.	1	

Крепление съезда.

При проходке наклонного съезда (ствола), применяется четыре вида крепи: набрызгбетонная, комбинированная (штанги и набрызгбетон и штанги с сеткой в кровле и набрызгбетон) и бетонная. Для нанесения на поверхность уплотнённой бетонной смеси используется установка Сб-67Б-2, работающая на сжатом воздухе и электроэнергии.

Устанавливается СБ-67Б-2 на платформе самоходной машины 1ВОМА, оснащенной краном грузоподъёмностью 1т. Эта операция и загрузка установки сухой бетонной смесью производится на промплощадке у устья съезда. Далее самоходная машина вместе с установленной на ней СБ-67Б-2 подается по наклонному съезду к забою. Там установка СБ-67Б-2 подключается к трубопроводам воды, сжатого воздуха, к распределителю электроэнергии и производится набрызгивание бетона на подготовленную

поверхность. Технология нанесения набрызгбетона представлена на чертеже П-242917.

Анкерная крепь устанавливается после бурения шпуров бурустановкой BOOMER 282 (или перфоратором ПТ48А). Для бурения шпуров под анкерную крепь бурустановка укомплектована специальным телескопическим податчиком. При установке штанг (анкеров) используется машина 1ВОМА.

Подземный транспорт.

На проходке НТС используется самоходный транспорт с дизельным двигателем:

- автосамосвал МТ-431В – для транспортировки горной массы от Т-образных заездов (где производится перегрузки породы с ПДМ в автосамосвал) на поверхность;
- ПДМ ST710 – доставка горной массы от забоя до места перегрузки её в автосамосвал;
- вспомогательная машина 1ВОМА – для перевозки оборудования и различных материалов, а также используется при возведении крепления съезда.

Краткая техническая характеристика самоходных машин используемых для перевозки и доставки различных грузов при проведении съезда приведена в таблице 4.

Для предотвращения преждевременного износа шин и в целях сохранности самоходного оборудования дорожное полотно в съезде покрывается выравнивающим слоем дробленой породы (щебня) толщиной 200мм, причём верхняя часть слоя подсыпается тонко дробленой породой крупностью 5-10мм.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основе выполненных теоретических и аналитических исследований в выпускной квалификационной работе дано решение актуальной задачи по выбору схемы вскрытия и подготовки маломощных золотоносных месторождений.

Основные рекомендации и результаты выполненной научно-исследовательской работы заключается в следующем:

1. При обосновании технологические особенности подземной разработки маломощных полезных ископаемых надо учесть практическую безвозвратность потерь на жильных месторождениях и высокое качество добываемых руд, при разработке этих месторождений полнота извлечения должна, видимо, стать основным критерием оценки деятельности предприятия и играть ведущую роль при выборе систем и технологии разработки.
2. Разработана методика выбора параметров схемы вскрытия и подготовки зависящиеся от горно-геологических условий месторождений.
3. Установлено, что при подготовке горизонтов к эксплуатации с помощью транспортных наклонных и спиральных съездов время на подготовку горизонта к эксплуатации значительно сокращается, так как нет необходимости готовить весь горизонт.
4. Установлено, что переход на более высокие блоки в соответствующих условиях позволит получить еще большую экономию, которая возможна и в случае, если перейти на упрощенные схемы подготовки блоков с торцевым выпуском и внедрить скоростные методы проходки горизонтальных и вертикальных выработок

5. Установлены параболические зависимости высоты блока от устойчивости массива горных пород. Параметры системы разработки, в частности высота и длина блока зависят от устойчивости массива горных пород: с увеличением устойчивости увеличиваются высота и длина блока.
6. Установлены гиперболические зависимости высоты блока от глубины разработки и мощности рудных тел: с увеличением глубины разработки степень устойчивости пород уменьшается. На степень устойчивости пород оказывает влияние изменение мощности рудных тел, так как при этом увеличивается площадь обнажения поверхности кровли, которая создает опасность при проведении выработок за счет вывала заколов, образованных после производства буровзрывных работ, на основе которых разработаны рекомендации по применению набрызгбетонной инъекции на неустойчивых участках месторождения.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каримов И.А. Мировой финансово-экономический кризис, пути и меры по его преодолению в условиях Узбекистана. –Т.: Узбекистан. 2009. -48 с.
2. Каримов И.А. Наша высшая цель – независимость и процветание Родины, свобода и благополучие народа. Ташкент: Узбекистан, 8т, 2000. –512 с.
3. Булычев Н. С. Механика подземной сооружений. – М .. Недра, 1989
4. Бронников Д. М. Проблемы разработки рудных месторождений на больших глубинах.— В кн.: Проблемы подземной эксплуатации рудных месторождений на больших глубинах. М., 1979, с. 9—22.
5. Глушко В.Т. и др. Устойчивость горных выработок. -Киев: «Наука. думка», 1973 -193 с.
6. Жданкин Н.А., Жданкин А.А., Боев А.В. Выбор глубины шпуров с учетом напряженно-деформированного состояния массива. Горный журнал, 1982, № 10. –С. 34-35.
7. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, склонных к горным ударам. Л., изд. ВНИМИ, 1980.
8. Кайгародов В.И., Меликулов А.Д. Расчетное обоснование устойчивых параметров подземных горных выработок различной конфигурации. Сборник тезисов докладов 4-научно-практической конференции одаренных студентов «Молодежь в развитии науки и техники». Т.: 2004, 3-часть. С.78-81.
9. Турчанинов И. А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. Ленинград: Недра, 1989. С.488с.
10. Физика очага землетрясения. Москва: Наука, 1975. –243с.
11. Якоби О. Практика управления горным давлением. Москва: Недра, 1987. –566 с.
12. Интернет сайты:
http://www.elibrary.ru/menu_info.as – научно-электронная библиотека.
<http://mggu.da.ru> – Московский государственный горный университет.

<http://info.uibk.ac.at/c/c8/c813> - Institute of Geotechnical and Tunnel Engineering

<http://www.rsl.ru> – Российская государственная библиотека.

www.ziyonet.uz