

Министерство образования и науки Российской Федерации

Государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Сибирский государственный университет»

В.С. Шеховцов, Ю.К. Власкин

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Рекомендовано Сибирским региональным
учебно-методическим центром высшего
профессионального образования
для межвузовского использования
в качестве учебного пособия для студентов,
обучающихся по направлению подготовки
650600 «Горное дело», специальности
090200 - «Подземная разработка
месторождений полезных ископаемых»

Новокузнецк
2004

УДК 622.27 (075)

Ш 544

Рецензенты:

Доктор технических наук, профессор, зав. кафедрой геоэкологии и естествознания Новокузнецкого филиала-института

КемГУ В.В. Сенкус

Доктор технических наук ОАО «ВостНИГРИ» Л.М. Цинкер

Шеховцов В.С., Власкин Ю.К.

Ш 544 Перспективные способы разработки месторождений:
Учебное пособие / СибГИУ. - Новокузнецк, 2004. - 258 с.

Изложены теоретические исследования и накопленный практический опыт применения новых и нетрадиционных способов разработки месторождений на горнорудных предприятиях России и за рубежом (комбинированного, повторного, подземной разработки россыпей, скважинной технологии добычи, разработки месторождений под водоемами, техногенных месторождений и с применением ядерной энергии).

Предназначено при подготовке студентов специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» (при курсовом и дипломном проектировании), а также может быть полезно инженерно-техническим работникам проектных институтов.

УДК 622.27 (075)

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2004

© Шеховцов В.С., Власкин Ю.К., 2004

Введение

Разработка месторождений полезных ископаемых традиционными методами сопровождается оставлением в недрах части полезного ископаемого. В то же время потребность в минеральном сырье с каждым годом возрастает. Это вызывает необходимость ввода в эксплуатацию более бедных и глубоко залегающих месторождений, разработка которых сопряжена со значительными техническими и другими трудностями, а следовательно и удорожанием полезных ископаемых. В связи с этим необходимы поиски новых (перспективных) технологий, позволяющих увеличить добычу и снизить их себестоимость. К перспективным технологиям могут быть отнесены следующие способы разработки месторождений: комбинированная и повторная разработка месторождений, подземная разработка россыпных месторождений, скважинные методы добычи полезных ископаемых, разработка коренных месторождений со дна морей и океанов, разработка техногенных месторождений, а также с применением ядерной энергии.

Комбинированная (сочетание открытых и подземных работ, в любой последовательности, в том числе и совместная) и повторная (открытым и подземным способом) разработка месторождений позволяют интенсифицировать добычу, снизить удельные капитальные затраты и повысить извлечение полезного ископаемого из недр.

Подземная разработка россыпных месторождений позволяет снизить вредное влияние на окружающую среду.

Перспективной технологией является бесшахтный метод добычи полезного ископаемого – скважинная горная технология. Эта технология позволяет избежать выдачу пустых пород на поверхность, повысить производительность труда путем полной автоматизации и механизации добычи полезного ископаемого, исключить присутствие людей под землей, снизить вредное влияние на окружающую среду.

Кладовой минерального сырья на перспективу являются моря и океаны, в том числе их дно.

Разработка техногенных месторождений (отходы горного, обогатительного и металлургического производств) несет в себе ресурсосберегающую и природоохранную функции.

Изложению этих вопросов и посвящено данное учебное пособие.

Учебное пособие разработано в соответствии с требованиями Государственного образовательного стандарта профессионального образования подготовки дипломированного специалиста по направлению 650600 - Горное дело, специальности 090200 - Подземная разработка месторождений полезных ископаемых.

1 КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1 Общие сведения

Многие крутопадающие месторождения, ограниченные по простиранию и распространяющиеся на большие глубины, уже на стадии проекта предусматривается отрабатывать комбинированно: первоначально разработку ведут открытым способом, а затем осуществляется переход на подземный способ разработки.

Комбинированный способ разработки означает применение открытого и подземного способов разработки в любой последовательности, включая одновременную.

Преимущества комбинированной разработки заключаются в следующем:

при открытых работах: большая производственная мощность предприятия по руде; использование высокоэффективной техники и возможность комплексной механизации и автоматизации производственных процессов; более безопасные и комфортные условия труда рабочих; более высокая производительность труда и низкая себестоимость добычи; высокое извлечение и незначительное разубоживание руды;

при подземных работах: быстрое вскрытие и подготовка месторождения; независимость горных работ от климатических условий; многообразие систем разработки, обеспечивающих извлечение запасов в различных горно-геологических условиях; меньшие площади горного отвода; большая пропускная способность подземных горных выработок при относительно низкой их стоимости; меньшие удельные капитальные затраты на строительство и реконструкцию рудников.

Комбинированная разработка месторождения может иметь различные варианты пространственно-временного соотношения открытых и подземных работ [1]:

верхняя часть месторождения первоначально отрабатывается карьером, после прекращения работ в котором дальнейшая выемка запасов на глубину производится только подземным способом (например, Абаканское железорудное месторождение);

переход на открытый способ разработки месторождения с ранее применявшегося подземного способа, при этом очистные работы на подземном руднике прекращаются;

совместная разработка месторождения открытым и подземным способом.

1.2 Классификация комбинированных способов разработки

В горной литературе ссылаются в основном на четыре классификации комбинированных способов разработки [1-7].

М.Ф. Шнайдер и В.К. Вороненко [8], на основе работы В.А. Щелканова [4], составили классификацию комбинированных способов, которые делятся на классы по признаку совмещения открытых и подземных работ во времени, а на варианты – в пространстве (таблица 1.1).

Таблица 1.1 – Классификация комбинированных способов разработки месторождений

Классы	Варианты
Раздельная разработка	На разных рудных телах
	На одном рудном теле
Последовательная разработка	Открыто-подземная
	Подземно-открытая
Совместная разработка	С полным совмещением в вертикальной плоскости
	С частичным совмещением
	С совмещением в горизонтальной плоскости

1.3 Особенности совместной разработки месторождения

Совместная разработка месторождений отличается от других вариантов комбинированной разработки тем, что представляет собой совмещение открытых и подземных работ при добыче полезного ископаемого в пространстве и времени в пределах вы-

емочного поля (совмещение в вертикальной плоскости шахтного и карьерного полей).

Совместная разработка может предусматриваться проектом или объединять первичную и повторную разработки. Наиболее сложным вариантом совместной разработки является совмещение открытых и подземных работ в одной вертикальной плоскости, при котором открытые работы ведут в границах возможного сдвижения поверхности под влиянием подземных работ, что сопровождается трудностями, связанными с безопасным ведением отработки (оба способа активно воздействуют друг на друга).

Ведение подземных горных работ в бортах и под дном карьера вызывает перераспределение напряжений в породах, что приводит к снижению прочности и устойчивости бортов.

Горные работы в карьере затрудняются в связи с изрезанностью массива выработками. Бурение скважин характеризуется более низкой производительностью вследствие повышенной трещиноватости пород, обвалов стенок скважин; понижается использование энергии взрыва, а следовательно ухудшается качество дробления. Большие трудности вызывает снижение потерь и разубоживания руды.

Экскавация и транспортирование горной массы требует соблюдения безопасности от возможных провалов оборудования в подземные горные выработки. В связи с этим необходимо точно определять размеры потолочин над подземными работами, выбирать рациональные способы погашения этих пустот, а также безопасные параметры уступов.

При совмещении открытых и подземных горных работ должно обязательно выполняться условие обеспечения безопасного ведения работ в карьере. Иногда это ограничивает и делает совсем невозможным применение производительных систем разработки с обрушением руды и налегающей толщи пород. Поэтому очистные работы в подземном руднике ведут с оставлением значительных запасов в охранных и опорных целиках.

Сохранение бортов и дна карьера достигается за счет применения закладки отработанных подземных камер, особенно твердеющими материалами. Но это приводит к удорожанию добычи руды подземным способом и ухудшению общих технико-экономических показателей.

Особенностью совмещения является взаимное влияние взрывных работ на открытой и подземной разработках. Мощные взрывы в карьере ослабляют барьерные и опорные целики, уменьшают устойчивость кровли очистных выработок, потолочин, нарушают целостность массива. Аналогичное действие на карьерные дороги, уступы, бермы оказывают подземные взрывы. Поэтому необходимо определять оптимальные заряды ВВ.

Особенность подземных работ при совместной разработке – наличие аэродинамических связей с поверхностью. При этом предъявляются требования – максимальная отработка запасов без выхода обрушения на поверхность, наличие рудной подушки над дучками и др. Из карьера проникают в шахту ядовитые газы от взрывных работ, от работы дизельного оборудования. В связи с этим проветривание подземных выработок – одна из главных проблем при совмещении подземных и открытых работ.

Несмотря на трудности технологии, совместная разработка месторождений получила большое распространение благодаря следующим преимуществам: интенсификации отработки месторождения; возможности отработать месторождения по технологиям, которые нецелесообразно разрабатывать только открытым или только подземным способом; возможность в более короткий срок развивать необходимую производительность рудника; обеспечение более полного извлечения запасов руды, а также дополнительное вовлечение в разработку бедных руд; значительное повышение эффективности капитальных вложений (в большинстве случаев).

1.4 Выбор системы разработки при совместной отработке месторождения открытым и подземным способами

Совмещение открытого и подземного способов разработки в пределах одного выемочного поля диктует условия применения различных систем подземной разработки. Под влиянием подземных работ происходит сдвигание и провал поверхности. Изучение особенностей сдвигания поверхности, характерных для данного месторождения, и, как следствие этого, умение прогноиро-

вать воронкообразование, является главной задачей совместной разработки.

Одним из основных условий выбора систем подземной разработки при совместных работах является необходимость постоянного или временного (на период работы в этом районе карьерного оборудования) сохранения поверхности. Кроме того, выбор системы подземной разработки зависит от конкретных горно-геологических условий и обеспечения надежной гарантии безопасности работ.

В.Р. Именитов делит факторы, влияющие на выбор системы разработки, на постоянные, которые должны учитываться в любых случаях (устойчивость руд и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела, морфология), и переменные (склонность руд к слеживанию, самовозгоранию, включения пустых пород, ценность руды и др.). Переменными факторами являются также наличие или отсутствие налегающих пород над отработываемым подземным способом участком, необходимость сохранения поверхности.

Наличие налегающих пород позволяет вести подземную разработку любой приемлемой по постоянным факторам системой, в том числе системами с обрушением, но при обязательном прогнозировании выхода обрушения на поверхность расчета его параметров (площадь, глубина воронки или высота остающейся потолочины).

При отсутствии налегающих пород применяются преимущественно камерные системы (с массовой отбойкой, с магазинированием при сплошной порядной отбойке), при необходимости сохранения поверхности – системы с закладкой выработанного пространства.

Горнотехнические и горно-геологические условия разработки при обязательном учете совмещения открытых и подземных работ в пространстве и во времени являются основными факторами, ограничивающими выбор системы подземной разработки.

Совместные открытые и подземные работы в дне карьера требуют обязательного применения при подземной добыче систем с надежным поддержанием выработанного пространства (системы с закладкой). В бортах карьера, за пределами основных

выездных дорог, можно применять системы с обрушением налегающих пород (например, Высокогорский рудник).

1.5 Особые требования правил безопасности при комбинированной разработке

Организация работ и календарь совмещения. Единые правила безопасности при ведении открытых и подземных работ не регламентируют комбинированную разработку. Помимо строгого соблюдения правил безопасности при открытой и подземной разработке к ведению взрывных работ необходимо предъявлять повышенные требования [5-8].

Открытые и подземные работы должны осуществляться под единым руководством. Если объемы горной массы настолько велики, что их технологически и организационно нельзя совместить, можно допустить их разобщение, но при обязательном едином руководстве вышестоящей организации (объединения). На совмещение открытых и подземных работ составляют инструкцию, утверждаемую главным инженером предприятия. В инструкции наряду с общими положениями должны быть особо рассмотрены вопросы производства массовых взрывов, проветривания, дренажа, укрепления бортов карьера и предотвращения прорыва пливунов в зону подземных работ, расчета воронок обрушения и способа их погашения, порядок согласования вопросов технологии. Календарь совмещения открытых и подземных работ, в котором указывается порядок отработки подземных камер, блоков, уступов карьера, разрабатывается проектной организацией на весь период отработки месторождения и ежегодно корректируется, исходя из фактического состояния работ.

Необходима специальная маркшейдерская служба контроля за сдвижением поверхности, планограмма выпуска. Одна из важных задач – изучение тектонических нарушений как возможного пути выхода на поверхность воронки обрушения.

Все очистные и горноподготовительные работы на месторождении должны выполняться по единому проекту.

ИТР и рабочие должны пройти дополнительный специальных инструктаж безопасного ведения работ при совместной разработке месторождения.

Ликвидация воронок провала. Одним из наиболее эффективных способов погашения воронок провала является их заполнение породами от вскрышных работ (сокращение в два-три раза длины транспортирования пород вскрыши, уменьшение площади под отвалы и затрат на рекультивацию отвалов, улучшение проветривания подземных работ). В качестве примеров заполнения зон обрушения породой [5-8] можно назвать Бакальское и Гороблагодатское рудоуправления, Лениногорский и Зыряновский комбинаты, Криворожские рудники. Опыт показывает, что необходимо при складировании выполнять ряд мероприятий, и в том числе не складировать глинистые обводненные породы, которые могут образовать плавучеобразные массы и прорваться в подземные горные выработки. На некоторых рудниках отвалообразование осуществляется в активной зоне обрушения.

Для обеспечения безопасного ведения работ при складировании вскрыши в воронки обрушения необходимо использовать автотранспорт, подвесные дороги; начинать заполнение пустот с отвала, возводимого за пределами воронки обрушения; обеспечивать строгий маркшейдерский учет интенсивности выпуска с постоянным построением на графических материалах зон возможного сдвижения отвала и поверхности; принимать коэффициент разрыхления налегающих пород равным 1,05, угол откоса скального основания отвала $35-37^{\circ}$, угол призмы обрушения – $25-30^{\circ}$; производить разгрузку самосвалов за зоной обрушения, а планировку вести бульдозерами и т.д.

Особенно опасны вторичные воронки обрушения или провалы в активной части зоны обрушения. Опыт ЦГОКа установлено, что при отношении глубины разработки H к вертикальной мощности выработанного пространства $H/m_g > 15$ вторичные воронки не образуются.

Для предупреждения образования вторичных воронок отвал не должен перекрывать воронку обрушения до окончания процессов сдвижения и очистных работ в подземных выработках

данного района. В этот период отвалообразование осуществляют только с борта воронки.

Контроль за пустотами и их погашение. Одной из важнейших задач при совместной разработке месторождений является своевременное погашение выработанного пространства и ликвидация образуемых пустот [5-9]. Зависание кровли и наличие пустот может привести к возникновению опасности внезапного обрушения кровли, к воздушным ударам в подземных выработках и образованию воронок на поверхности. Сильные воздушные удары имели место на ряде рудников (им. 40-летия ВЛКСМ, Абаканский рудник, Никитовский комбинат и др.). Едиными правилами безопасности разрешено предусматривать и рассчитывать в проектах предохранительные подушки из обрушенной горной массы и изоляцию пустот от действующих горных выработок. Эти меры не могут обеспечить полной безопасности при совместной отработке месторождения, так как в связи с возможностью выхода обрушения на поверхность все пустоты должны быть погашены до приближения к ним открытых работ (буровзрывным способом, заполнением закладкой, заполнением водой с последующим замораживанием). Контроль за погашением пустот производят способом скважинных реперов, устанавливаемых в скважинах и сигнализирующих об обрушении торца скважины в районе пустоты. Для съемки контура обрушения применяют приборы дистанционного контроля, в которых используются световой или лазерный луч, ультразвуковые колебания и др.

Деформация и укрепление уступов карьера. При совместной разработке месторождений полезных ископаемых у нас в стране и за рубежом известны многочисленные случаи разрушения уступов карьеров. Факторами, способствующими обрушению и сползанию уступов, являются сейсмическое воздействие подземных массовых взрывов, сдвигание поверхности от влияния подземных горных работ. Существуют следующие способы укрепления бортов карьера [8]: породная пригрузка и подпорные стенки (карьеры Гайский, Андреевский, Зыряновский и др.); железобетонные сваи различных конструкций (через 3-5 м бурят скважины на глубину, превышающую высоту уступа на 5 м и более). В скважину помещают рельсы, готовые сваи или анкерные

замки с канатами, затем ее заполняют бетоном. Верхние концы рельсов, свай стягивают между собой стальными канатами. Аналогичный способ укрепления бортов применяют на Тишинском и Андреевском карьерах; анкер-тросовая крепь (на одном из карьеров США тросовые анкеры устанавливались в скважины диаметром 79-127 мм на глубину 30-45 м с расстоянием между ними 4,5-7,5 м); торкретирование, цементация и полимеризация пород уступов карьера (на Николаевском карьере уступ был закреплен анкерной крепью и заторкретирован, и в течение ряда лет разрушений на этом участке не наблюдалось).

Практика комбинированной разработки месторождений. В нашей стране в настоящее время насчитывается более 100 месторождений, которые разрабатываются комбинированным способом. Не меньше подобных месторождений и за рубежом. Наиболее характерные примеры комбинированной отработки месторождений приведены ниже.

К железорудным месторождениям с совместной разработкой относятся в СНГ: Высокогорское, Гороблагодатское, Саксаганское, Лебяжинское, месторождения центральной части Криворожского бассейна; в Испании Маркезидо, в Австрии Эрцберг. К свинцово-цинковым месторождениям относятся Алтын-Топканское, Тишинское, Зыряновское и Андреевское (СНГ); к полиметаллическим – «Медвежий ручей», «Угольный ручей» (СНГ); к меднорудным – Гайское (СНГ), «Креймонт» (Канада), Юнайтед-Верде, «Брекли», «Брик-флет» (США); Тырныаузский вольфрамо-молибденовый ГМК (СНГ); никелевые рудники «Фрут-Стоби» и «Крейтон» (Канада).

Практика совместной разработки показывает, что методы и решения при этом определяются по сложившейся ситуации или в зависимости от назревшего на месте положения работ.

В таблице 1.2 приведены характерные рудники страны с совместной разработкой.

Особенностью разработки на Лениногорском руднике является совмещение открытых и подземных работ в одной вертикальной плоскости при использовании для подземной отработки систем с обрушением руды и налегающих пород. Схема совместной разработки рудных залежей в условиях Лениногорского рудника представлена на рисунке 1.1.

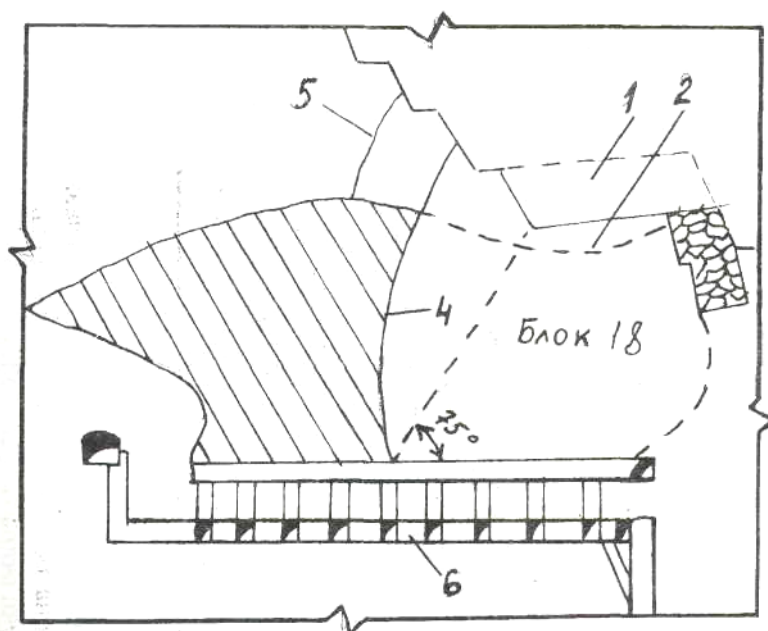
Таблица 1.2 – Характерные рудники с совместной разработкой месторождений

Рудник	Система подземной разработки	Начало работ, год		Период совмещения работ, год	
		под-зем-ных	от-кры-тых	нача-ло	окон-чание
Ленино-горский	Блоковое принудительное обрушение	1823	1958	1958	1978
Тишин-ский	Камерная с закладкой	1965	1962	1965	1977
Алтын-Топкан-ский	Камерная с закладкой, магазинирование с опорными целиками	1956	1956	1956	По наст. время
Зырянов-ский	Камерно-столбовая с последующей закладкой камер	1795	1955	1955	1979
Гайский	Этажно-камерная с закладкой	1961	1959	1961	По наст. время
Молиб-ден	Этажное принудительное обрушение	1940	1968	1968	То же
Каула	Горизонтальные слои с закладкой	1959	1950	1959	То же

При повторной разработке верхнего участка Тырнаузского месторождения открытым способом часть Мукуланского карьера находится в зоне возможного обрушения поверхности в результате ведения подземных работ (рисунок 1.2).

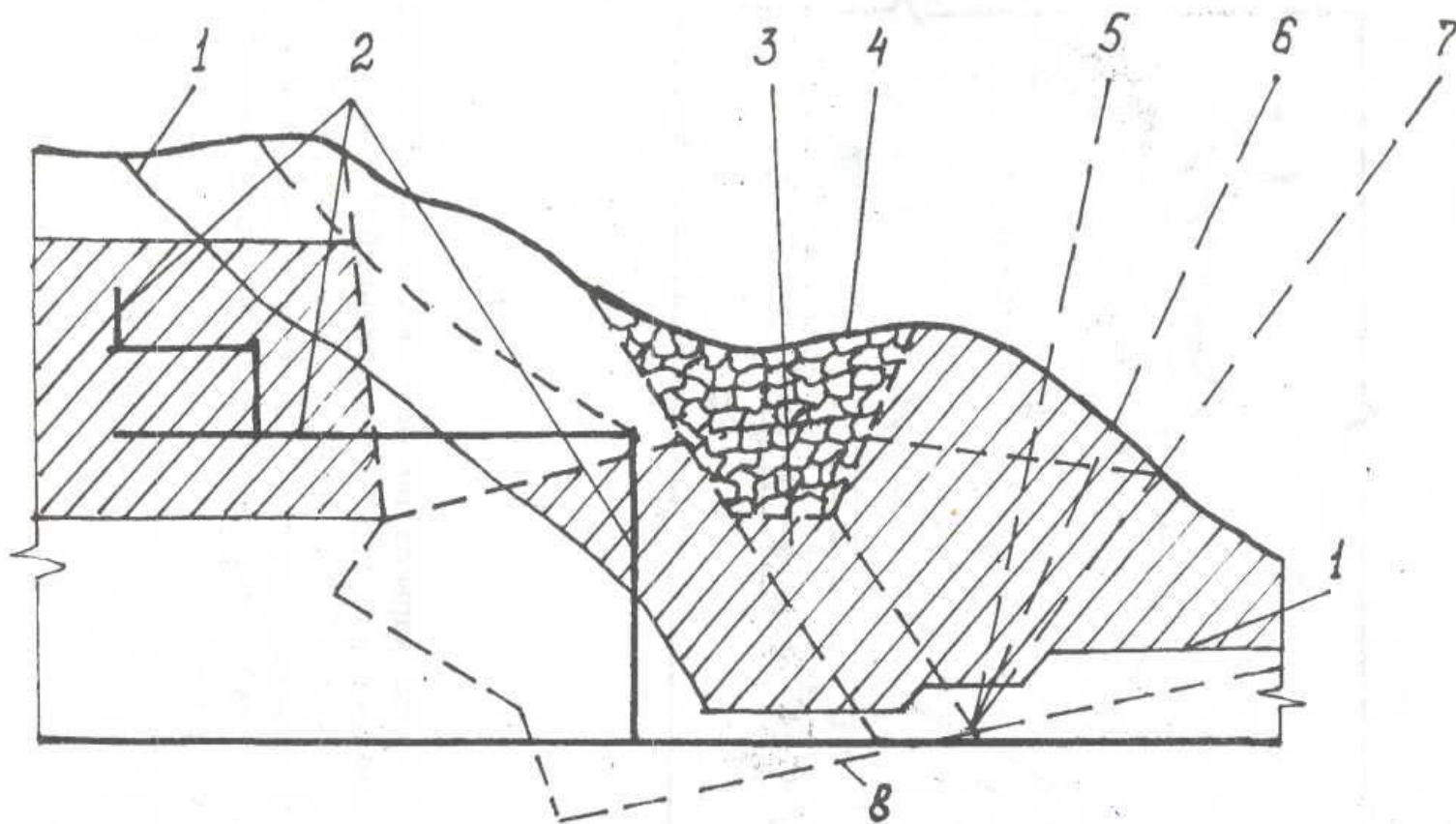
Правильный расчет зон и воронок обрушения с учетом фактических наблюдений и физических свойств горных пород позволяет совмещать работы карьера и подземного рудника в одной вертикальной плоскости.

Граница области влияния выпускного отверстия, за пределами которой можно безопасно вести открытые горные работы (зона покоя), может быть определена с помощью следующего выражения [5] (рисунок 1.3):



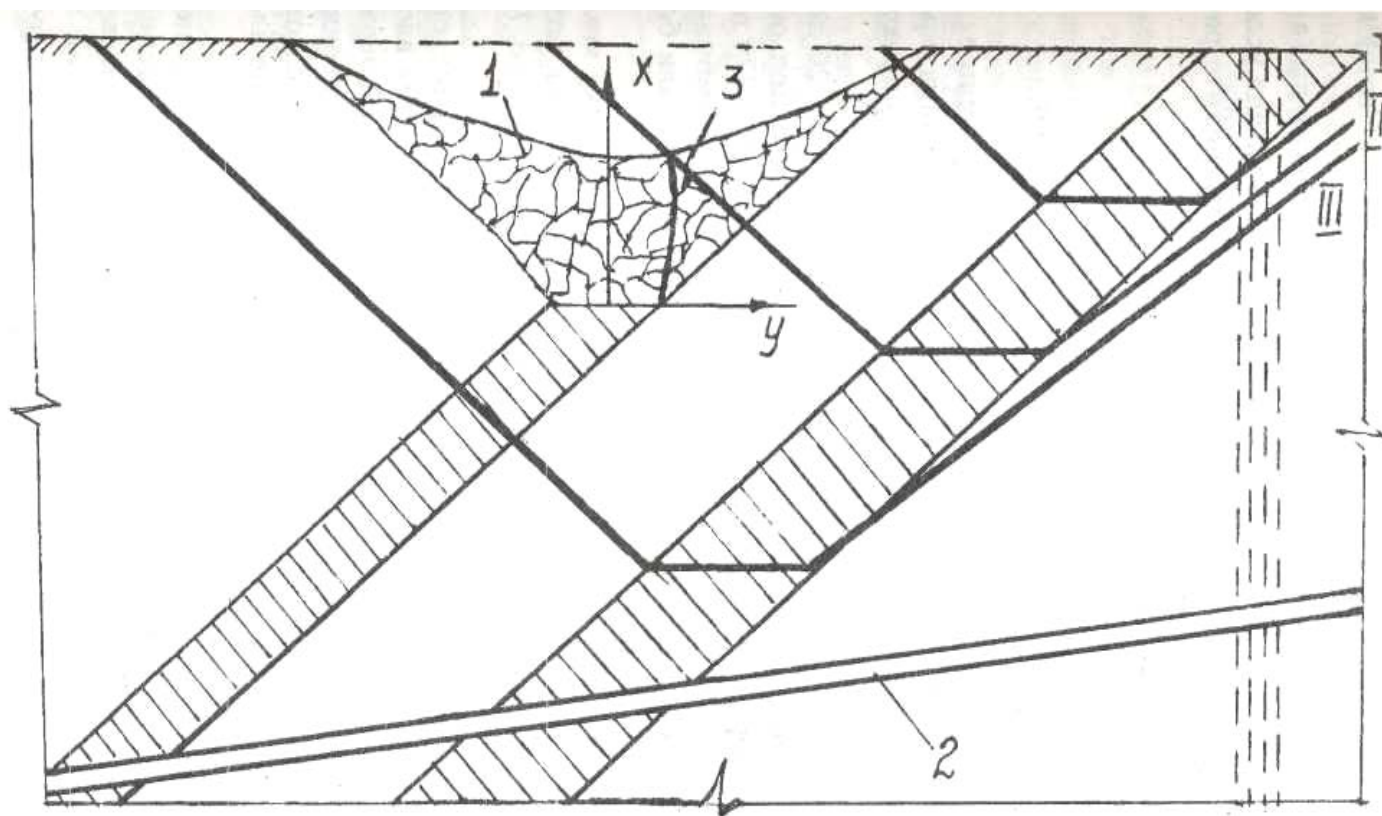
1 – контур уступов карьера на момент составления проекта;
 2 – предельный контур карьера; 3 – внутренний породный отвал для отнесения въездной дороги; 4 – первая очередь отработки блока № 18; 5 – воронка провала; 6 – скреперная выработка

Рисунок 1.1 – Схема совместной отработки месторождения на Лениногорском руднике



1 – предельный контур карьера; 2 – подземные горные выработки; 3 - главный скарн; 4 – существующая зона обрушения; 5 – проектная зона обрушения; 6 – зона трещин; 7 – зона сдвижения; 8 – контур перспективных запасов для добычи открытым способом

Рисунок 1.2 – Схема совместной разработки Тырнаузского месторождения



1 – зона обрушения; 2 – наклонный ствол шахты; 3 – границы образования воронок провала в зоне обрушения (граница зоны покоя); I, II, III - соответственно карьеры первой, второй и третьей очередей разработки

Рисунок 1.3 – Схема совместной отработки рудных залежей на руднике им. Кирова

$$y^2 = 2px, \quad (1.1)$$

где x - текущая координата; p - показатель сыпучести руды (для условий Криворожского бассейна $p = 0,286 \dots 0,435$ [5], для условий рудников Горной Шории и Хакасии при коэффициенте разрыхления рудной массы $K_p = 1,4$; $p = 1,02 - 1,89$).

1.6 Перспективы разработки рудных месторождений комбинированным способом

Одним из прогрессивных направлений развития горнорудной промышленности является использование данного вида комбинированной разработки месторождений, получившего широкое распространение за рубежом.

Обобщение статистических материалов за последние 20 лет (по данным журнала «Mining Magazine») показало, что при общем росте числа рудников в западном мире за период с 1970 по 1990 г. с 1020 до 1200, или на 17,6 %, число рудников с комбинированным способом разработки увеличилось с 48 до 98, или более чем в два раза (таблица 1.3).

При этом удельный вес рудников, ведущих разработку комбинированным способом месторождений цветных металлов, возрос с 37,5 до 76,5 %, или в абсолютном выражении с 18 до 75 предприятий.

С учетом сложившейся экономической ситуации в стране, ограниченности всех видов ресурсов, практического отсутствия вложений в горнодобывающую промышленность в предстоящий период наиболее предпочтительным является первоочередное освоение при комбинированном способе разработки прикарьерных запасов, т.е. запасов, оставленных в силу ряда причин в бортах карьеров или примыкающих непосредственно к их придонной части.

Освоение прикарьерных запасов рудников позволяет существенным образом снизить затраты на разработку месторождений за счет использования для их вскрытия карьерного пространства, а также применения карьерных транспортных коммуникаций и технических средств для доставки полезного ископаемого к рудоподготовительным комплексам.

Таблица 1.3 – Динамика роста числа зарубежных горнодобывающих предприятий с комбинированным способом разработки рудных месторождений

Показатели	1970 г.	1975 г.	1980 г.	1985 г.	1990 г.
Всего рудников	1020	1072	1100	1220	1200
В том числе с комбинированным способом добычи	48	69	76	81	98
В процентах от общего числа рудников	4,7	6,4	6,9	6,6	8,2
Из них по добыче руд цветных металлов	18	34	37	51	75
То же в процентах	37,5	49,3	48,7	60,4	76,5
Темпы роста общего числа рудников, %	100,0	105,1	107,8	119,6	117,6
То же с комбинированным способом добычи, %	100,0	143,8	158,3	168,8	204,2

Кроме того, возможность размещения в выработанном пространстве, образующемся после отработки прикарьерных запасов, хвостов обогащения и неиспользуемой части вскрышных пород создает благоприятные предпосылки для снижения масштабов изъятия земель и загрязнения окружающей среды.

В основу формирования эффективных технологических схем отработки прикарьерных запасов могут быть положены три основных способа сочетания элементов открытых и подземных горных работ:

размещение вскрышных пород и отходов обогащения в выработанном пространстве и воронках обрушения;

совместное использование транспортных и вскрышных горных выработок, а также карьерного пространства в качестве вскрывающей выработки;

применение мощного карьерного бурового и транспортного оборудования на подземных горных работах.

Наиболее распространенные на практике варианты сочетания технологических элементов открытых и подземных горных работ, используемые при комбинированном способе разработки месторождений, приведены в таблице 1.4.

Комплексный открыто-подземный способ [9] предусматривает отработку запасов, расположенных под дном карьера, одним уступом большой высоты – 70-100 м и более (так называемым открыто-подземным ярусом) – с применением карьерной и подземной буровой техники и комплекса подземных транспортных выработок. Образующееся единое транспортное пространство карьера и открыто-подземного яруса используется в качестве емкости для размещения пород вскрыши, поступающих из карьера.

В результате выполненных исследований обоснованы три базовых варианта отработки открыто-подземного яруса: без пригрузки высокого уступа отбитой рудой, с частичной пригрузкой и с полным заполнением выработанного пространства. Разработаны методы установления их основных параметров (устойчивых углов откоса высокого уступа и бортов выработанного пространства, высоты и площади поперечного сечения открыто-подземного яруса и т.д.).

Результаты исследований [9] показывают, что применение открыто-подземного способа наиболее эффективно при углах падения залежи $50-55^{\circ}$ и более, мощности 150-200 м и протяженности порядка 4-5 км и более.

Таблица 1.4 – Наиболее распространенные варианты сочетания технологических элементов открытых и подземных работ

Основные виды сочетания технологических элементов открытых и подземных горных работ	Наиболее часто встречающиеся в практике рудников варианты сочетания	Рудники, карьеры, на которых применяются различные сочетания элементов открытых и подземных горных работ
1. Размещение вскрышных пород и отходов обогащения в выработанном пространстве открытых и подземных работ	1.1 Складирование пород в зону обрушения подземных работ	Шахта «Большевик», Октябрьское РУ им. Коминтерна; шахта им. Артема РУ им. Кирова, карьер «Первомайский» СевГОКа (все Украина), карьер «Центральный» Гороблагодатского РУ
	1.2 Размещение вскрышных пород (отходов обогащения) в подземных камерах или использование их в составе закладочного материала	«Эмперор» (Австралия), «Бускет» (Канада), «Ганнер» (Канада), «Эрцберг» (Австрия), «Кид-Крик» (Канада), «Хаммаслахти» (Финляндия), «Тарсис» (Испания), «Пюхасалми» (Финляндия)
	1.3 Предварительное складирование вскрыши на поверхности участков, предусматриваемых к отработке подземным способом, для последующего перепуска в выработанное пространство	Карьер «Северный» РУ им. Дзержинского, карьер Полтавского ГОКа, карьер «Анновский» СевГОКа (все Украина), карьер «Центральный» Гороблагодатского РУ

Продолжение таблицы 1.4

Основные виды сочетания технологических элементов открытых и подземных горных работ	Наиболее часто встречающиеся в практике рудников варианты сочетания	Рудники, карьеры, на которых применяются различные сочетания элементов открытых и подземных горных работ
2. Совместное использование горных выработок	2.1 Проведение из карьера горных выработок для выдачи руды, добываемой подземным способом	Карьеры «Лениногорский», «Центральный» Гороблагодатского РУ, «Тишинский», карьер «Ново-Бакальский», «Варрентон» (США), «Эрцберг» (Австрия), «Игл Маунтин» (США), «Тьюктоник Бор» (Австралия), «Брансуик» (Канада), «Хаммаслахти» (Финляндия), «Высокогорский», «Виртсалми» (Финляндия), «Явато» (Япония), «Бор» (Югославия).
	2.2 Проведение из карьера вспомогательных горных выработок для проветривания, доставки оборудования или закладочных материалов	«Гайский», «Эмперор» (Австралия), «Бускет» (Канада), «Бернандан» (Франция), Кид-Крик» (Канада), «Принс Лайэл» (Австралия), «Чамбиши» (Замбия), «Комото» (Заир), «Пюхасалми» (Финляндия)

Окончание таблицы 1.4

Основные виды сочетания технологических элементов открытых и подземных горных работ	Наиболее часто встречающиеся в практике рудников варианты сочетания	Рудники, карьеры, на которых применяются различные сочетания элементов открытых и подземных горных работ
	2.3 Совместное использование вскрывающих и подготовительных выработок подземного рудника для выдачи руды, добываемой открытым и подземным способом	Карьер «Андреевский» Лениногорского РУ (Казахстан), «Эрцберг» (Австрия), «Кируна» (Швеция), «Шерегеш» (Россия), «Суворовудши» (Югославия), «Ауэрбаховский»
3. Использование карьерного горнотранспортного оборудования на стадии очистной выемки	3.1 Применение карьерного бурового оборудования	«Элен» (Канада), «Страсса» (Швеция), «Богословский», «Шерегеш» (Россия), «Ауэрбаховский»
	3.2 Применение карьерного транспортного оборудования	«Виртсалми», «Пюхасалми» (оба Финляндия)

2 ПОВТОРНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1 Общие сведения

Разработка минерального сырья традиционными методами сопровождается оставлением в недрах части полезного ископаемого. По данным исследований [5] за последние годы потери полезных ископаемых при их добыче не только не снижаются, но по некоторым видам минерального сырья даже возрастают. Потери угля возросли до 26 %, а по отдельным угольным бассейнам до 30-40 %. Потери нефти по отдельным месторождениям составляют 60-70 %, а значительная часть попутного газа сжигается в факелах. При подземной разработке остается в недрах до 25 % балансовых запасов руд черных, цветных и редких металлов, до 60 % калийных солей на Урале и более 70 % в республике Беларусь.

Одним из важнейших направлений повышения полноты и эффективности использования сырьевых ресурсов является повторная отработка ранее потерянных руд.

Добыча полезных ископаемых, ранее потерянных (подработанных, обрушившихся, оставленных в предохранительных целиках) или оставленных в недрах в связи с нерентабельностью их первоначальной выемки на действующих или закрытых рудниках называется *повторной разработкой*.

Предпосылки к повторной разработке разнообразны и в большинстве исходят из экономических соображений. Главной из причин является переоценка месторождения: изменение кондиционного содержания полезного ископаемого в руде; возможность комплексного использования полезных компонентов; переоценка потерянных при первичной отработке руд; устранение ранее мешавших факторов (отвод реки, осушение водоемов или массивов пород, в результате которых оставлены запасы). Кроме того, причинами повторной разработки может быть снижение стоимости технологии горных работ, разработка новых схем добычи и создание высокопроизводительной техники, необходи-

мость обеспечения безопасных условий разработки на глубоких горизонтах эксплуатируемых месторождений.

Известны следующие схемы повторной разработки месторождений [6]:

схема 1 – разработка месторождения открытым способом, которое ранее эксплуатировалось карьером. Эта схема, несмотря на простоту в технологическом и геотехническом отношении, является малораспространенной;

схема 2 – повторные подземные работы (снижение нижнего предела кондиций на полезное ископаемое, выявление дополнительных запасов, а также запасов другого неразрабатываемого полезного ископаемого). В этой схеме, как и в первой, новые горные работы ведут как внутри контуров старого шахтного поля, так и вне его, но в зоне влияния старых разработок;

схема 3 – открытые работы на участке, ранее разрабатывавшемся подземным способом (последовательный переход от подземной разработки месторождения к открытой);

схема 4 – подземные работы на участке, ранее разрабатывавшемся открытым способом (последовательный переход от открытой к подземной разработке месторождения и при возврате к отработке месторождения подземным способом много лет назад разрабатываемого карьером).

Повторная открытая разработка позволяет извлекать запасы руды, оставленные в недрах по техническим причинам (тектонические нарушения, обводненность, пожары и т.п.) или экономическим соображениям (изменение бортового содержания металла в руде, изменение цены на металл, разработка более экономичных технологических схем переработки руды на заводах и т.п.). Кроме того, она увеличивает полноту выемки геологических запасов, снижает затраты на единицу добываемой продукции, сокращает объемы и сроки окупаемости капитальных затрат, повышает безопасность труда.

Наряду с положительными сторонами открытая повторная разработка имеет ряд трудностей: обеспечение безопасности (разведка и погашение пустот, укрепление бортов карьера в зонах, нарушенных подземными работами и т.п.); отработка месторождений, склонных к самовозгоранию.

Повторная подземная разработка имеет ряд ограничений [10] к числу которых следует отнести следующие: вероятностный характер распределения запасов потерянных руд; необходимость решения специальных вопросов безопасности в связи с наличием в выработанном пространстве непогашенных пустот; явления вторичного обводнения; необходимость дополнительных затрат на восстановление выработок вышележащих горизонтов, разрушенных горным давлением; организация доступа к рудному телу; прокладка необходимых коммуникаций; восстановление нормальных условий проветривания и т.д.

Положительными сторонами повторной подземной разработки являются: возможность использования действующих капитальных и подготовительных выработок, горнотехнических сооружений, обогатительных фабрик и вспомогательных цехов; невысокие по сравнению с первичной разработкой капитальные затраты и эксплуатационные расходы; применение высокопроизводительных систем разработки; дополнительное извлечение руды и расширение сырьевой базы; замедленное понижение горных работ на большие глубины; продление срока службы шахт; возможность попутной добычи забалансовых руд и др.

Отрицательные стороны при повторной подземной разработке следующие: повышенное горное давление; повторные сдвиги и обрушения; необходимость усиленного крепления подготовительных и нарезных выработок и большие затраты на их поддержание; низкое извлечение полезного компонента; высокое разубоживание.

2.2 Классификация потерянных запасов руд для повторной разработки

Объектом повторной разработки являются в первую очередь потерянные полезные ископаемые. Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых разработана М.И. Агошковым и Е.И. Панфиловым [11].

Источником запасов для повторной отработки рудных месторождений могут быть [5-7, 10, 12-20] руды, оставленные в недрах и ранее не представлявшие ценности, как попутные компо-

ненты; бедные руды или хвосты, использованные для закладки выработанного пространства; оруденелые обрушившиеся породы висячего и лежащего боков месторождения; ранее некондиционные блоки, участки, отвалы бедных руд и хвосты обогатительных фабрик.

Для повторной разработки потерянных руд необходимо знать их общее количество в зоне обрушения с начала эксплуатации месторождения, содержание металла в разубоженных рудах, распределение потерянных руд в лежащем боку, так как эти руды наиболее доступны разработке как открытым, так и подземным способом.

Границы потерянной руды при повторной подземной разработке в Кривбассе [18] устанавливают путем бурения разведочных глубоких скважин от границы уплотненной руды к разрыхленным породам, в которые нагнетают промывочную жидкость, и следят за ее расходом согласно специальной методике.

2.3 Способы обнаружения пустот и нарушенного массива

Ведение открытых и подземных горных работ на участках месторождения, ранее частично отработанных подземным способом, сопряжено с необходимостью уточнения фактических контуров подземных пустот и нарушенного массива, оставшихся в проектируемой для открытых работ зоне, а также контроля за сохранением их устойчивости в период осуществления работ [21-24].

Пустоты и нарушенный массив могут быть обнаружены по имеющимся на поверхности воронкам обрушения, по маркшейдерской документации и планам аэрофотосъемки, с помощью бурения разведочных скважин, геофизическими методами, методом биолокации а также расчетными методами по специально разработанным методикам.

Рассмотрим каждый из вышеуказанных методов обнаружения пустот в отдельности.

Обнаружение пустот и нарушенного массива по имеющимся на поверхности воронкам обрушения. При первоначальной выемке полезного ископаемого подземным способом образу-

ется выработанное пространство и в окружающих породах нарушается первоначальное равновесие, приводящее их к деформациям. Под действием силы тяжести и горного давления окружающие породы и вышеуказанный горный массив начинают отслаиваться и обрушаться, перемещаясь в сторону выработанного пространства и заполняя его. Областью сдвижения является подработанная часть массива пород, которая деформируется и разрушается при нарушении ее естественного состояния. Контур области сдвижений определяется по точкам с оседанием 10 мм. Оконтуренная площадь на земной поверхности называется *мульдой сдвижения*. В ее пределах выделяют несколько зон по характеру и величинам деформаций на земной поверхности. В работе [25] описывается порядок построения этих зон деформации в пределах мульды сдвижения. После нанесения этих зон на план поверхности устанавливается порядок повторной отработки оставшихся от первичной отработки рудных залежей.

Обнаружения пустот и нарушенного массива по маркшейдерской документации и планам аэрофотосъемки. При оценке состояния нарушенного массива пород по маркшейдерской документации на планах и разрезах отмечаются все подземные горные выработки, границы поверхностных зон обрушения и провалов, указываются особенности геологического строения массива пород на участках планируемой отработки. Разрезы рудных тел вкрест простирания и проекции рудных тел на вертикальную плоскость строятся на всю глубину отработки месторождения подземным способом. На поуступные планы карьера наносятся проекции подземных очистных и всех подготовительных выработок. Совмещенные планы и разрезы открытых и подземных горных работ постоянно корректируются и обновляются.

С целью установления линейных и угловых параметров сдвижения массива пород на участках отработки закладываются поверхностные наблюдательные станции, состоящие из профильных линий реперов вкрест простирания рудных тел через 30-50 м. Опорные реперы выносятся за пределы ожидаемой зоны сдвижения [22]. Инструментальные наблюдения по профильным линиям сводятся к определению высотных отметок и измерению расстояний между реперами. По результатам наблюдений строятся

графики полных векторов и определяются параметры процесса сдвижения. Наряду с инструментальными наблюдениями ведутся систематические визуальные наблюдения за развитием проявления деформации в массиве. На основании результатов наблюдений строятся границы мульды сдвижения, зон обрушения, трещин и зон опасных сдвижений.

Образование мульды сдвижения указывает на то, что процесс продвигания элементарных точек массива пород в сторону выработанного пространства достиг земной поверхности. Массив пород, вовлекаемый в данный процесс, нарушается и происходит самообрушение пород. При недостаточно большой мощности налегающей толщи пород над пустотой процесс обрушения достигает земной поверхности с образованием провалов и воронок обрушения. Объемы мульды сдвижения при этом играют существенную роль в общей картине заполнения и погашения выработанного пространства.

Перед началом повторной разработки составляется баланс пустот на месторождении, который сводится к сопоставлению объемов выработанного пространства с объемами обрушенных горных пород, заполняющих образованные пустоты. Заполнение пустот происходит за счет разрыхления пород при обрушении.

В общем случае соблюдается равенство

$$V_{H.T.} \cdot K_P = V_{H.T.} + V_{B.П.} - V_M, \quad (2.1)$$

где $V_{H.T.}$ - объем обрушенных пород налегающей толщи, $м^3$; K_P - коэффициент разрыхления пород при обрушении; $V_{B.П.}$ - объем выработанного пространства, $м^3$; V_M - объем мульды сдвижения, $м^3$.

Откуда

$$K_P = 1 + \frac{V_{B.П.} - V_M}{V_{H.T.}}. \quad (2.2)$$

Коэффициент разрыхления обрушенных пород колеблется в пределах 1,02-1,35 и определяется, исходя из конкретных усло-

вий по фактически установленным объемам пустот, налегающей толщи и мульды сдвижения.

Кроме применения маркшейдерской документации пустоты и зоны деформации нарушенного массива могут быть установлены и пополнены методом аэрофотосъемки, с помощью которой уточняются контуры нарушенного массива от первичной разработки рудных залежей.

Аэрофотосъемка определенного участка нарушенного массива земной поверхности может также осуществляться с применением геофизических приборов, установленных на борту летающего объекта.

Обнаружение пустот с помощью бурения разведочных скважин. Данный способ обнаружения пустот имеет наибольшую эффективность на современном уровне техники и технологии ведения горных работ [26]. Для бурения контрольных скважин большой глубины (50-60 м) используются станки колонкового бурения. При бурении контрольных скважин оценивается состояние керна. Получение низкого выхода керна указывает на нарушение массива. Выход скважины в пустоту устанавливается по моменту полной потери раствора и свободного опускания снаряда без вращения до встречи с навалом обрушенных пород или почвы выработки. Для бурения контрольных скважин меньшей глубины используются станки шарошечного бурения.

Перед началом бурения скважин на планы и разрезы заранее подготовленной маркшейдерской документации наносятся контуры подземных выработок с указанием мест заложения скважин. Размеры сети скважин принимаются в зависимости от конкретных параметров и формы подземных выработок. После уточнения местонахождения пустоты определяется мощность оставшейся налегающей толщи пород.

В тех случаях, когда контрольная скважина не достигла пустоты, для контроля возможного развития свода обрушения в скважину может устанавливаться глубинный репер с тарированными сопротивлениями, после чего скважина цементируется. При обрушении пород изменяются электрические параметры всей сети, что отмечается прибором. Глубинные реперы позволяют с достаточной точностью проследить приближение зоны обрушения к поверхности. Если мощность толщи налегающих

пород меньше высоты зоны обрушения, то бурение контрольных скважин осуществляется из неопасной зоны или со специального предохранительного полка. Когда мощность налегающей толщи превышает высоту зоны обрушения, бурение производится без применения полка или из неопасной зоны.

Обнаружение пустот геофизическими методами. Из всех геофизических методов для оценки состояния подработанного массива и обнаружения пустот наибольшее практическое применение получили *магнитометрический, гравиметрический и электрометрический методы.*

Магнитометрический метод можно применить для выявления пустот в осадочных слабомагнитных или практически немагнитных породах. В связи с явным несоответствием полученного практически аномального эффекта от пустоты в слабомагнитных породах с его величиной, вычисленной теоретически, трудно предположить аномальный эффект от пустот в породах магнитных и сильно магнитных. Поэтому вопрос о применении магнитометрии для обнаружения пустот в магнитных породах должен решаться конкретно в определенных условиях по результатам предварительных наблюдений.

Помехами к применению магнитометрического метода для обнаружения пустот служат скопления магнитных минералов в породе, наличие металлических сооружений на поверхности, близость высоковольтной ЛЭП.

Гравиметрический метод для обнаружения пустот можно применять после предварительного подсчета ожидаемой аномалии от предполагаемой пустоты с учетом плотности пород, в которых эта пустота располагается.

Помехой к применению гравиметрии служит большая изрезанность рельефа непосредственно на площадке съемки. В карьере искажения рельефа обычно связаны с неровностью рабочей площадки уступа. Чтобы учесть рельеф метровых горок просыпанной породы, необходимо провести многочисленные вычисления. Опыт работ показывает, что площадку, предназначенную для съемки, проще и дешевле выровнять бульдозером.

Борт карьера, если он находится ближе 8-9 м, также оказывает влияние на гравиметрические наблюдения. Для участков,

расположенных у самого откоса уступа, рекомендуется применять магнитометрию.

При сравнительно хорошем заземлении в условиях неровной площадки уступа можно применять *электрометрический метод*.

Метод электрометрии рекомендуется проводить только аппаратурой низкой частоты. Независимость показаний этого прибора от промышленных помех и его высокая чувствительность обеспечили возможность применять электрометрию для обнаружения малых пустот.

Известно, что динамика образования пустот сопровождается структурными изменениями вмещающих пород. Зоны структурных изменений могут служить поисковым признаком, указывающим на возможное наличие пустот. В случае ненарушенного массива систематические электрометрические наблюдения должны теоретически дать неизменное электрическое сопротивление (p_{δ}). Значительные отклонения p_{δ} в ту или иную сторону укажут на структурную нестабильность массива, связанную с его подработанностью.

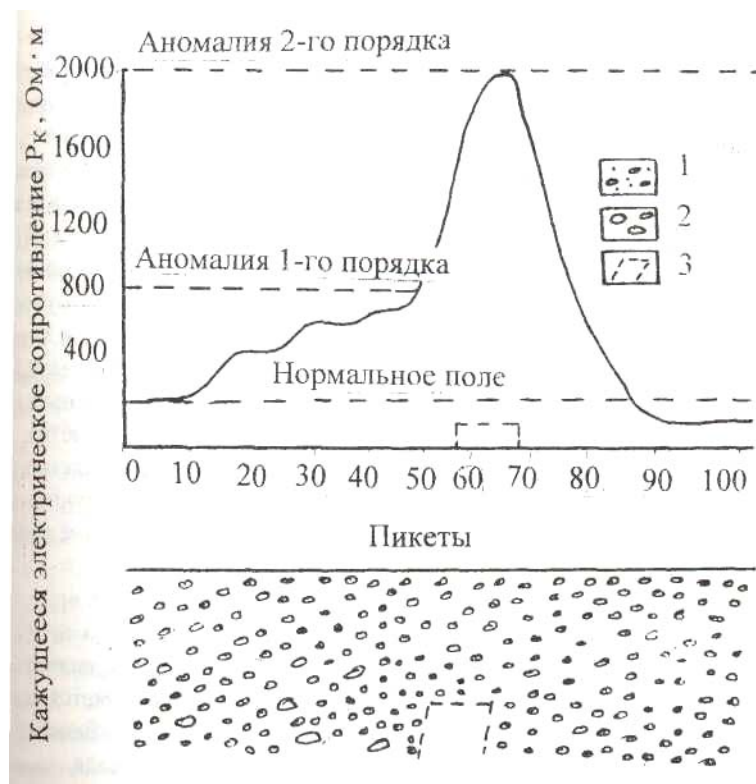
На одном из рудников Иргиредметом были проведены такие систематические наблюдения по изучению изменений относительного параметра, определяемых по следующей зависимости

$$\Delta i = \frac{\Delta p_i}{p_{\delta}}, \quad (2.3)$$

где Δp_i - приращение кажущегося электрического сопротивления i -го размера, Ом; p_{δ} - базовое электрическое сопротивление за время наблюдений, Ом.

На рисунке 2.1 показан схематический геологический разряд по одному из профилей. На графике четко выделяются три зоны, значительно отличающиеся по сопротивлению.

Значение сопротивлений в нормальном поле не превышает $p_{\delta}=200$ Ом·м; в аномалии 1-го порядка Δp_i достигает значений 700-800 Ом·м; в аномалии 2-го порядка Δp_i достигает значений 2000 Ом·м; т.е. превышает значение p_{δ} в нормальном поле в 10 раз. Ранее в этой зоне были пробурены две 30-ти метровые скважины, которые зафиксировали пустоту в интервале 17-24 и 21-28 м.



1 — ненарушенные породы; 2 - нарушенные породы; 3 — предполагаемая пустота

Рисунок 2.1 — Изменение значений кажущегося электрического сопротивления R_k по пикетам в зависимости от состояния массива пород

Метод электроразведки достаточно прост, эффективен и может найти более широкое распространение для исследований подработанности массивов горных пород.

Вышеизложенные геофизические методы по сравнению с буровой разведкой более безопасны, требуют для бурения меньшего количества времени и бурения контрольных скважин и более экономичны.

Обнаружение пустот методом биолокации. Практика показала, что эффективное применение перечисленных методов обнаружения пустот возможно только при наличии достоверной горной графической документации. На тех же участках месторождений, где такой документации нет, объемы поисковых работ увеличиваются во много раз. В этих условиях наряду с совершенствованием измерительной аппаратуры и методики геофизических наблюдений необходимо продолжать поиски методов, позво-

ляющих решать задачу поиска и оконтуривания подземных пустот более мобильно, с большей достоверностью и с меньшими затратами. Одним из вариантов возможного решения этой задачи может быть применение комплексных наблюдений, включающих наряду с общепризнанными геофизическими методами и метод биолокации [27] все шире используемый в последнее десятилетие в Кривбассе [28]. Физическая сущность данного метода изучена недостаточно, однако это не помешало его широкому применению на практике для решения ряда задач.

Под *биолокацией* подразумевается способность живых организмов определять местоположение невидимого объекта в пространстве и его ориентировочный состав (металл, дерево, вода и др.). Сущность биолокационного эффекта (БЛЭ) заключается в том, что у специально тренированных людей (операторов биолокации) при прохождении над какими-либо аномалиями (вода, полезные ископаемые, металл, пустота и т.п.) отклоняется или вращается зажатый в руке проволочный контур. Совокупность методических приемов, использующих БЛЭ, получила название биолокационного метода (БЛМ).

Первое упоминание в литературе о БЛМ (лозоискательстве) относится к 2100 г. до н.э. В Европе в средние века по мере развития горного дела лозоискательство или лозоходство широко использовали для поисков залежей руды. В Чехии, Германии, Франции в XV-XVIII вв. с помощью рудоискательной лозы было найдено более 150 залежей золота, серебра, меди, свинца, сурьмы, железа, серы, каменного угля [29]. В литературе отмечается также применение этого метода для поисков воды в Индии, Китае, Африке, Австралии и Америке.

В XVII-XVIII вв. Р. Бойль, В. Прайс, И.Рихтер, И. Глаубер занимались исследованиями возможности практического использования лозоискательства.

В середине XX в. появляются научные труды, посвященные изучению БЛЭ и возможностей БЛМ. Большой вклад в эти исследования внесли С. Трамп (Голландия), И Рокард (Франция), Д.Чедвиг и Л.Иенсен (США), которые подтвердили реальность этого явления и показали особенно высокую эффективность его использования при поиске подземных вод. В наши дни этот метод применяется в России, на Украине, а также в США, Западной

Европе и в Австралии при поиске подземных вод, руд, нефти, газа, трассировки подземных коммуникаций [30].

Успешное использование БЛМ при решении различных задач явилось предпосылкой к исследованию возможностей его использования для решения вопросов горного производства, связанных с определением нарушенных зон и пустот в горном массиве.

При проведении биолокационных наблюдений использовались «П» - и «Г» - образные стальные проволочные рамки. Обязательным условием при обнаружении любой аномалии является ее «моделирование» и получение на этой модели устойчивой реакции у оператора. Перед поиском пустот оператор проводит наблюдение над подземными переходами, неглубоко залегающими подземными выработками и пустотами, местоположение которых известно достаточно точно. Важное значение имеет способность оператора сосредоточиться и «настроить» свой организм на поиск пустоты или другого объекта. В этом случае проволочный контур среагирует только на эту аномалию. Исследованиями, проведенными над наклонным стволом карьера №1 ЦГОКа и пустотой залежи Петровского было установлено, что при движении оператора над этими объектами возникает постоянное отрицательное вращение рамки [28].

При определении контура обнаруженной пустоты на обследуемом участке намечаются профильные линии, по которым потом передвигается оператор. При этом, когда он пересекает границу контура пустоты на земной поверхности, рамка начинает вращаться. При пересечении второй границы пустоты на этом профиле постоянное вращение рамки прекращается. Следовательно, точки на профиле, соответствующие началу и окончанию вращения рамки, ограничивают контур пустоты. При движении оператора над аномалией в отдельных случаях происходит запаздывание или опережение реакции рамки. Поэтому для повышения точности наблюдений ему необходимо проходить по профилю в прямом и обратном направлении и за окончательный контур принимать среднее значение.

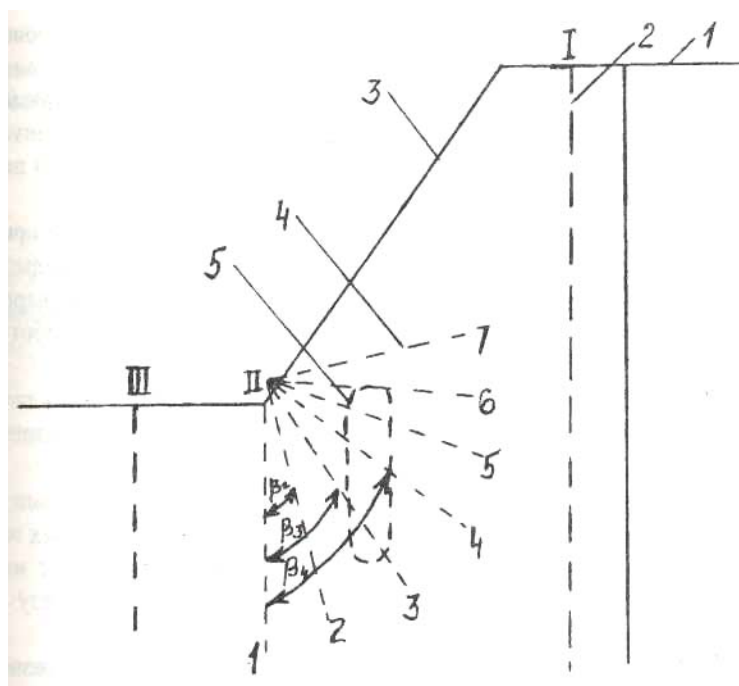
В ряде случаев при поисках пустот на пересеченной местности и, особенно, в условиях карьера нет возможности пройти непосредственно над аномальной зоной. В таких случаях для определения местоположения пустот проводится направленная лока-

ция. С этой целью используется объемный резонатор А.Я. Чекунова, представляющий собой полый цилиндр, корпус которого выполнен из диэлектрика и имеет механическую связь с оператором при помощи шнура, провода и т.п. [31]. Для определения месторасположения пустот, в качестве указателя направленного поиска применялась стеклянная трубка, геометрические параметры которой по маршруту II (рисунок 2.2) оператор последовательно изменял угол наклона резонатора и фиксировал на поперечном разрезе полученные результаты.

Определение глубины залегания подземных пустот производится по методу «смещенного минимума». Сущность его заключается в том, что глубина искомого объекта характеризуется длиной горизонтального участка, измеряемого следующим образом. В центре аномалии (предполагаемой пустоты) устанавливают катушку с проводом, конец которого оператор берет в левую руку или привязывает к поясу и двигается с рамкой в произвольном направлении до того момента, пока рамка не начнет вращаться. Расстояние от этой точки до места установки катушки приближенно равно глубине залегания пустоты. Продолжая движение в том же направлении, оператор фиксирует момент остановки вращения рамки. Расстояние между точками начала и конца остановки вращения рамки соответствует высоте пустоты в данном направлении локации. Для повышения точности измерения дублируются.

Определение параметров подземных пустот производилось также и по методике горизонтальных сечений, сущность которой заключается в следующем. После оконтуривания в плане обнаруженной аномалии, оператор «настраивается» на поиск конкретной пустоты, залегающей на определенной глубине.

На обследуемом участке намечается несколько пересекающихся профильных линий, передвигаясь по которым, оператор изменяет глубину поиска, в результате чего точки начала и окончания вращения рамки меняются. Полученные данные позволяют построить разрезы по профильным линиям и горизонтальные сечения контуров искомой пустоты на различных глубинах и, следовательно, получить ее объемную модель.



I – III - маршрут движения оператора; 1 – берма уступа; 2 – ось трассы оператора; 3 – откос уступа; 4 – направленные локации; 5 – аномальная зона (пустота)

Рисунок 2.2 – Схема зондирования аномальной зоны методом направленной локации

Применение изложенной методики в условиях северо-восточного борта карьера № 3 Новокриворожского ГОКа показало, что точность выявления глубины при этом такая же, как и при методе «смещенного максимума».

В дальнейшем определение глубины предлагается проводить в следующем порядке. Сначала определяют ее в центре аномалии по методу «смещенного максимума» БЛЭ, а затем, применяя методику горизонтальных сечений, составляют объемную модель объекта. При этом на 20-30 % снижается количество полевых работ и повышается их эффективность.

На основе проведенных исследований и практического применения метода биолокации можно сделать следующие выводы:

1. Метод биолокации можно рекомендовать для предварительного обследования района развития открытых горных работ в зоне влияния подземных выработок.

2. Глубина залегания и высота пустоты определяются с точностью от 10 до 70 %. При повторении обследований наблюдается повышение точности измерений.

3. При обследовании участков с параллельными залежами и системой подготовительно-нарезных выработок на различных горизонтах необходимо проводить послойное зондирование с интервалом, который определяется по геологическому разрезу и указывается в задании.

4. Применение МБЛ позволяет снизить количество разведочных скважин на 10-30 %, значительно уменьшить продолжительность работ. В сложных горно-геологических условиях биолокация может быть единственно технически возможным методом исследований.

Расчетные методы определения характера обрушения налегающих горных пород при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. На основе накопленного опыта разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом и проведенных исследований разработаны расчетные методы определения характера деформации налегающих горных пород. Данные результаты исследований представлены в работе [32]. Как уже указывалось, наибольшую опасность при повторной разработке рудных залежей представляют оставленные пустоты от подземных горных работ и особенно при подземной разработке слепых рудных тел [33].

Согласно исследованиям [34] высота столба обрушения пород при самопогашении пустоты может определяться для наклонных рудных тел (рисунок 2.3) по уточненной формуле

$$h_{об} = \frac{1,5 \cdot m}{(\kappa_p - 1) \cdot \cos \alpha}, \quad (2.4)$$

где $h_{об}$ - высота столба обрушенных пород, м; m - нормальная мощность рудного тела (пустоты), м; α - угол падения рудного тела, град.

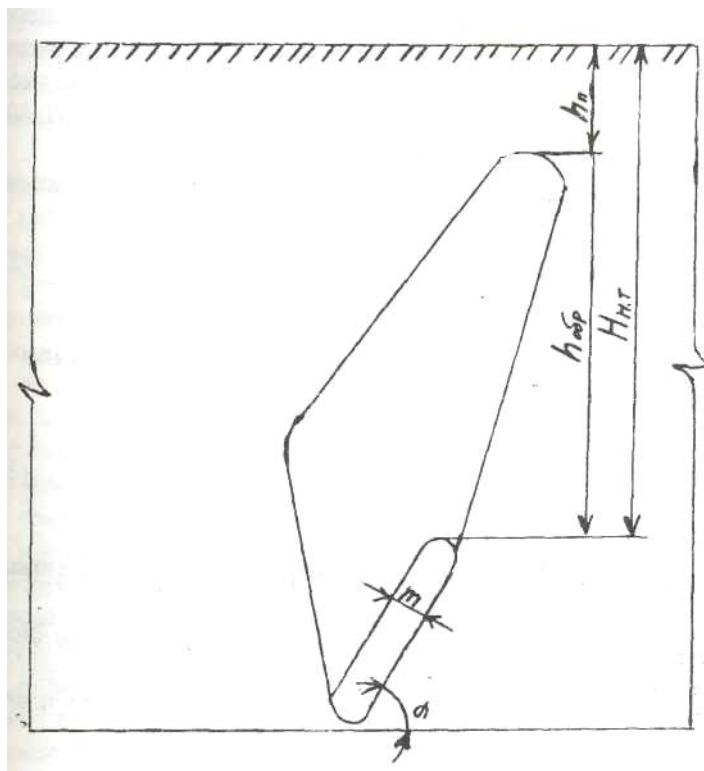


Рисунок 2.3 – Схема к определению высоты столба обрушения пород при наклонном падении рудных тел

Мощность оставшейся потолочины определяется из выражения

$$h_{\text{п}} = H_{\text{н.т.}} - \frac{1,5 \cdot m}{(k_p - 1) \cdot \cos \alpha}. \quad (2.5)$$

Составленный баланс подземных пустот характеризует степень их погашения и способствует выявлению наиболее опасных участков для ведения открытых горных работ.

При этом благоприятным условием безопасного ведения горных работ является выход воронок обрушения на земную поверхность со стабилизацией процессов сдвижения массива пород.

В зависимости от устойчивости разрабатываемого массива пород степень заполнения выработанного пространства на месторождениях, где ведется повторная разработка, достигает 70-80 % от общих объемов выработанного пространства.

Во всех точках поверхности, где соблюдается соотношение

$$\frac{H_{H.T.}}{1,5 \cdot m} < \frac{1}{(k_p - 1) \cdot \cos \alpha}, \quad (2.6)$$

обрушение достигает поверхности с образованием воронки обрушения. При соблюдении условия

$$\frac{H_{H.T.}}{1,5 \cdot m} = \frac{1}{(k_p - 1) \cdot \cos \alpha} \quad (2.7)$$

обрушение достигает земной поверхности без образования воронки.

Если мощность налегающей толщи больше высоты столба обрушения пород, то воронка обрушения не образуется.

В случае выхода воронки обрушения на земную поверхность глубина ее определяется из зависимости

$$h_B = \frac{1}{(k_p - 1) \cdot \cos \alpha} - H_{H.T.}. \quad (2.8)$$

С учетом конкретных размеров пустот определяются возможные границы воронок обрушения, отстраиваемые под углом воронкообразования. Их границы выносятся на планы карьера инструментально и обозначаются соответствующими предупреждающими знаками.

Используя вышеприведенные зависимости, можно заранее прогнозировать наиболее опасные участки для производства горных работ. Однако, эти расчетные прогнозные методы отражают в своей основе сам процесс развития обрушения и не дают возможности установить фактическое положение пустоты, зависящее от конкретных горно-геологических условий и свойств разрабатываемых пород. Горные работы на таких попадающих в зону обрушения участках могут быть начаты лишь после специальных мер, позволяющих определить фактическое положение пустоты и мощность оставшейся потолочины над ней.

Разведка и обнаружение ранее потерянных запасов руд от первичной разработки. При повторной разработке месторождений важно знать общее количество потерянных от первичной от-

работки руд и их пространственное размещение в зоне сдвижения. Запасы потерянных руд в зоне подработанного массива определяются путем нахождения разности между промышленными запасами и объемами добытой руды.

В структуре остаточных запасов большое место занимают руды, потерянные в результате нарушения технологии разработки. В частности это потери руды из-за подработки параллельных сближенных рудных тел, подработки отдельных верхних блоков при опережающем производстве очистных работ на нижележащих горизонтах, неполного оконтуривания и т.д. В недрах часто остаются значительные запасы руды, считавшиеся ранее некондиционными, а также невыявленные запасы в ходе разведки и первичной отработки месторождения.

Особое внимание следует уделить положению остаточных запасов руды в отработанном пространстве. Запасы руды, находящиеся в пределах зоны обрушений, могут смещаться по вертикали и фактически располагаться в новых технологических контурах (рисунок 2.4)

Величину такого смещения запасов можно определить, исходя из зависимости

$$h_{см} = h_{в.п} - h_{см}(k_p - 1), \quad (2.9)$$

где $h_{см}$ - величина смещения запасов руды по вертикали, м; $h_{в.п.}$ - высота выработанного пространства, м; $h_{см}$ - высота от кровли выработки до нижней отметки запасов руды, м.

Этой формулой можно пользоваться при корректировке эксплуатационных запасов по горизонтам карьера. Уточнению подлежат практически все группы запасов, находящиеся в зоне сдвижения. Запасы руды, находящиеся вне этой зоны, пространственных изменений не претерпевают.

Наличие различных структур остаточных запасов предопределяет необходимость применения как отдельного, так и валового способов выемки руды. В качестве основного метода эксплуатационного опробования рекомендуется систематическое опробование шлама буровзрывных скважин и, в отдельных случаях, гор-

стевое и бороздовое опробование отбитой горной массы и отко-
сов уступов.

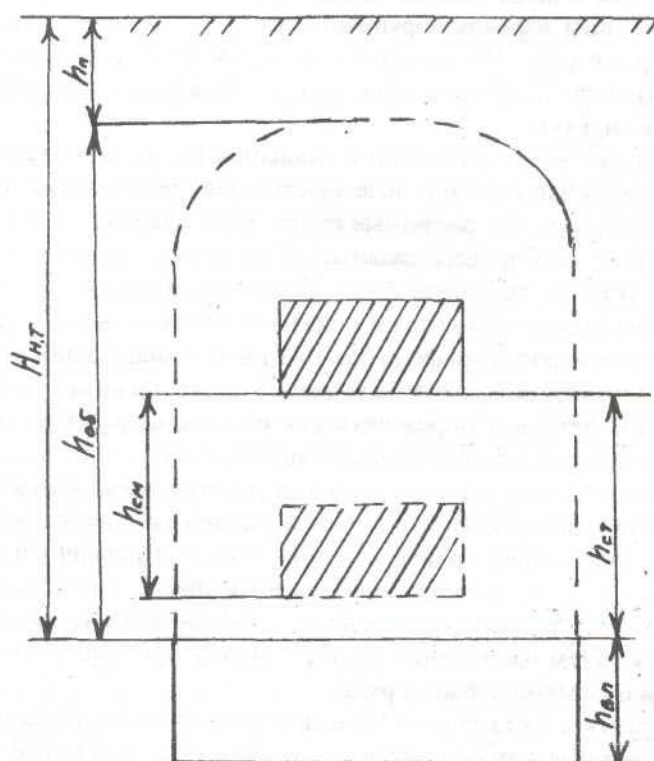


Рисунок 2.4 – Схема смещения запасов руды по вертикали в пределах зоны обрушения и расположения их в новых технологических контурах

2.4 Способы погашения пустот

Наличие подземных пустот особенно большого объема представляет повышенную опасность для открытых горных работ в связи с возможностью их внезапного обрушения без предшествующих внешних признаков. При необходимости производства горных работ в районах, где процессы деформаций массива не стабилизировались, безопасные условия могут быть созданы путем ликвидации пустот.

В условиях открытой повторной разработки предпочтительнее метод локализации пустот обрушением налегающих пород взрыванием скважин, пробуренных с уступов карьера. Этот способ технически легко осуществим и является относительно экономичным. Параметры буровзрывных работ рассчитываются ис-

ходя из минимума эксплуатационных затрат на погашение 1 м³ налегающей толщи, соответствия мощности погашаемой потолочины и максимально возможной глубины бурения скважин, используемых на бурении буровыми станками.

С целью повышения интенсивности и равномерности дробления пород при большой мощности потолочины открытые горные работы понижаются до момента, когда общая мощность оставшейся налегающей толщи пород над пустотой станет равной или несколько меньше суммы максимально возможной глубины бурения скважин и минимально допустимой мощности потолочины. Недобуренная часть потолочины самообрушается. При погашении пустот взрывом важным является выбор рациональных параметров буровзрывных работ.

При применении скважинных зарядов вначале взрывают заряды врубовых скважин, располагаемых вдоль простираения выработанного пространства, а затем в рядах скважин, параллельных врубовым. Расстояния между скважинами в контурных рядах составляют 0,7-0,8 расстояния между скважинами в средней части потолочин. После взрывания потолочин на поверхности образуются воронки обрушения, по параметрам которых можно установить степень полноты разрушения массива пород потолочин.

На каждую погашаемую пустоту составляется акт, в котором приводится описание характера погашаемой пустоты, способ ее погашения и степень опасности производства работ над погашенной пустотой. Горный надзор и персонал, обслуживающие горное оборудование, обязаны контролировать состояние развала взрыва. В случае появления признаков образования вторичных воронок обрушения или другого самопроизвольного смещения горной массы работы прекращаются и возобновляются после устранения причин происшедшего.

Ликвидация пустот осуществляется следующим образом: обрушением массива руды и породы взрывом; заполнением различными материалами (породой, рудой, пульпой, водой с последующим ее замораживанием). Выбор метода погашения пустот зависит от его экономичности и безопасности. Методы с заполнением пустот различными материалами при относительно высокой надежности являются более трудоемкими, дорогостоящими и сложными. Быстрый и недорогой – буровзрывной способ (мас-

совые взрывы концентрированными или колонковыми зарядами ВВ). Наиболее распространен метод вертикальных скважинных зарядов. Но этот метод не всегда эффективен и безопасен (риск провала станка в пустоту, ухудшение качества погашения пустоты за счет нерационального использования энергии взрыва). При погашении пустот взрывом важным является выбор рациональных параметров буровзрывных работ. Независимо от способа погашения пустот необходимо определить безопасную толщину потолочины, при которой возможно пребывание людей и механизмов над открытыми камерами. Обрушение потолочины над камерами без нарушения поверхности может иметь место тогда, когда потолочина при обрушении может обеспечить заполнение камеры [11]

$$H_1 > H / (K_{раз} - 1), \quad (2.10)$$

где H_1 - толщина потолочины, м; H - высота камеры, м; $K_{раз}$ - минимальный коэффициент разрыхления пород ($K_{раз} = 1,25-1,30$).

Принимая коэффициент запаса $K = 2-3$, получим уравнение

$$H_1 = K \cdot H / (K_{раз} - 1). \quad (2.11)$$

При значительной высоте камеры размеры потолочины будут неоправданно большими.

Для высоких камер рекомендуется зависимость

$$H_1 = K \cdot h, \quad (2.12)$$

где h - высота свода обрушения, м.

Высота свода определяется по формуле

$$h = a \cdot \operatorname{tg} \alpha, \quad (2.13)$$

где a - полупролет камеры, м; α - угол обрушения пород (для песчаников $\alpha = 31^\circ$; для углисто-глинистых сланцев $\alpha = 41^\circ$).

Тогда окончательная зависимость толщины потолочины для высоких камер имеет вид

$$H_1 = K \cdot \alpha \cdot \operatorname{tg} \alpha. \quad (2.14)$$

Примеры безопасной толщины потолочины приведены в таблице 2.1.

2.5 Вскрытие и подготовка шахтных полей при повторной разработке

В основу выбора способа вскрытия запасов руды (таблица 2.2) положены тип месторождений и характер оставленных участков рудных тел [11].

Характерным примером способа вскрытия с помощью *специальных выработок* является рудник Крейтон (Канада).

Таблица 2.1 – Безопасная толщина потолочины в зависимости от высоты камер на рудниках

Рудник, крепость пород по Протодяконову	Высота камер, м	Площадь обнажения камер, м ²	Принятая толщина потолочины, м
Хайдаркинский ($f = 8-15$)	до 10	100-500	10-15
	до 10-15	500-1000	15-20
Чердожакский ($f = 14-16$)	до 20	Независимо от площади	10
Никитовский ($f = 8-10$) ($f = 4-6$)	до 10	100-500	15
	10-20	100-500	30
	20-30	100-500	30
	Толщина потолочины принимается не менее пятикратной высоты камеры		

Медвежий ручей ($f = 12-14$)	Толщина потолочины принимается равной трехкратной высоте камеры
--------------------------------	---

Преимущества: возможность извлечения более бедной по содержанию металла руды первичной разработки; повышение производительности предприятия (независимо от первичной производительности); снижение общей себестоимости добычи руды.

Недостатки: требуются значительные затраты на вскрытие и возведение комплекса подземных и поверхностных сооружений.

Этот способ вскрытия можно применять, если общая добыча будет рентабельной.

Примером способа вскрытия *существующими выработками* является Ачисайский и Садонский рудники.

Преимущество: не требуется капитальных затрат на вскрытие.

Таблица 2.2 – Распределение способов вскрытия запасов руды для повторной разработки подземным способом

Способы вскрытия	Тип месторождения	Группы запасов	Месторождение
Независимые	Мощные месторождения	1. Обрушенные массивы руды	Крейтон
		2. Рудные тела, оставшиеся не отработанными	Келли
Комбинированные		3. Межрудные зоны	Никитовское
		4. Зоны окисленных руд	
		5. Рудная закладка	Михайловское
		6. Апофизы	Кодаинское
		7. Отдельные блоки	

Существующими выработками	Месторождения средней и малой мощности	1. Оруденелые блоки	Хапчерангинское Хрустальненское
		2. Отдельные рудные тела	Садонское Ачисайское
		3. Блоки	Клерсдорф
		4. Апофизы	Патино
		5. Рудная закладка	

Недостатки: исключается повышение производительности и снижение себестоимости; совместная выдача богатой и бедной руды, что снижает технологические показатели при обогащении или металлическом переделе.

Этот способ может применяться, если запасы уже отработаны или совместная выемка богатых и бедных руд не влияет на технологические показатели обогащения.

Комбинированный способ вскрытия применен на Никитовском месторождении. *Характерные особенности* этого способа вскрытия: существующие вскрывающие выработки (шахтные стволы) и новые для запасов повторной отработки (квершлагги, штреки); вскрывающие первичные – квершлагги и штреки и вновь пройденные стволы для выдачи руды.

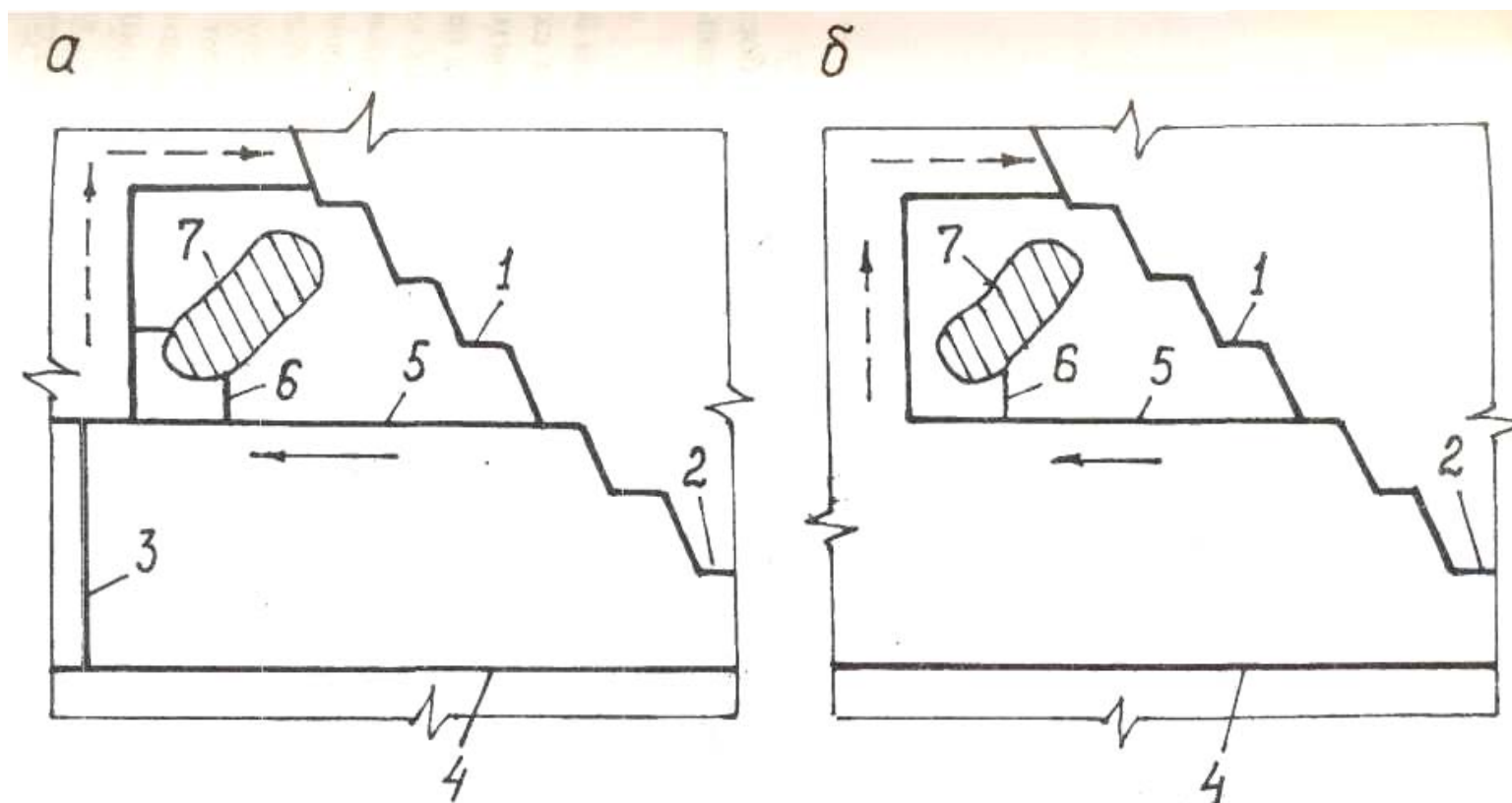
Обслуживание основных технологических процессов горных работ при повторной разработке включает проведение строгого геолого-маркшейдерского контроля. На рудниках, ведущих повторную разработку в дополнение геологического и маркшейдерского отделов, должна быть организована служба сдвижения. Задачи данной службы определяются постановкой наблюдений за деформациями массива горных пород в контурах карьера и обеспечением безопасности добычных работ, особенно в зонах обрушений.

Для эффективного внедрения безопасных технологий повторной отработки остаточных запасов подземных рудников научно-исследовательские работы должны быть направлены на получение полной и оперативной информации о напряженно-

деформированном состоянии и динамике процессов сдвижения и обрушения подработанного массива.

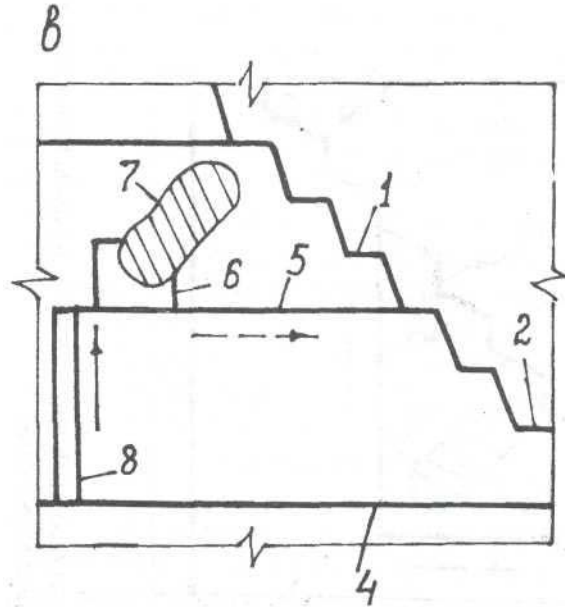
С этой целью необходимо разработать критерии оценки устойчивости нарушенного массива и создать методики комплексных инструментальных наблюдений по контролю состояния массива с применением светодальномеров, высокоточных теодолитов и средств электрометрических измерений; проводить математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массива.

Вскрытие и подготовка рудных тел в борту карьера. Вскрытие рудных тел и залежей, расположенных в борту карьера, осуществляют штольневыми выработками с борта карьера на одном или нескольких горизонтах (рисунок 2.5) [8]. Вскрывающие выработки в зависимости от проектных решений могут использоваться для подачи в район свежего воздуха, для транспортирования горной массы и вспомогательных материалов, могут служить исходящими вентиляционными путями. Подготовительными выработками являются откаточные орты, рудоспуски, восстающие и др.



1 – уступ карьера; 2 – дно карьера; 3 – рудоспуск; 4 – откаточный горизонт; 5 – вскрывающая штоль-
ня; 6 - восстающий; 7 – рудное тело; 8 – вентиляционные выработки

Рисунок 2.5 – Схема вскрытия рудных тел в борту карьера: а – с перепуском руды в подземные выра-
ботки и местным проветриванием; б – локальная



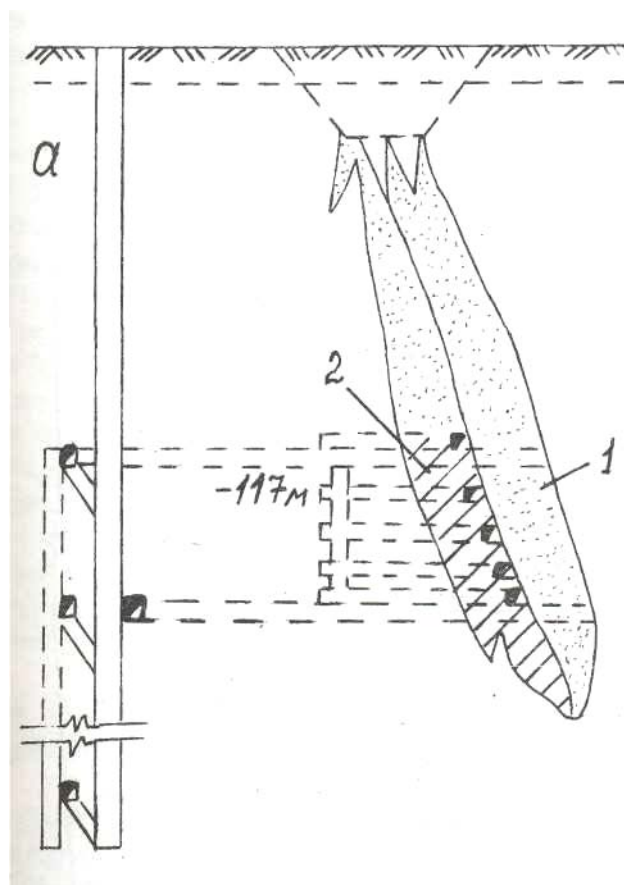
Продолжение рисунка 2.5 – Схема вскрытия рудных тел в борту карьера: в – с подачей свежего воздуха с основных подземных горизонтов и перепуском руды в подземные выработки

Вскрытие и подготовка руд, потерянных при подземной добыче. При отработке запасов потерянных руд применяются схемы многоэтажного вскрытия с концентрационным горизонтом [17]. При этом используются ранее пройденные выработки для первичной отработки. По отношению к рудному телу подготовка может быть *по рудному телу, полевая по лежащему боку и смешанная.*

По отношению к откаточному горизонту при первичной разработке подготовка для повторной разработки может быть следующая: *ниже горизонта; выработки выпуска на уровне горизонта; выше горизонта; с промежуточным горизонтом выпуска.*

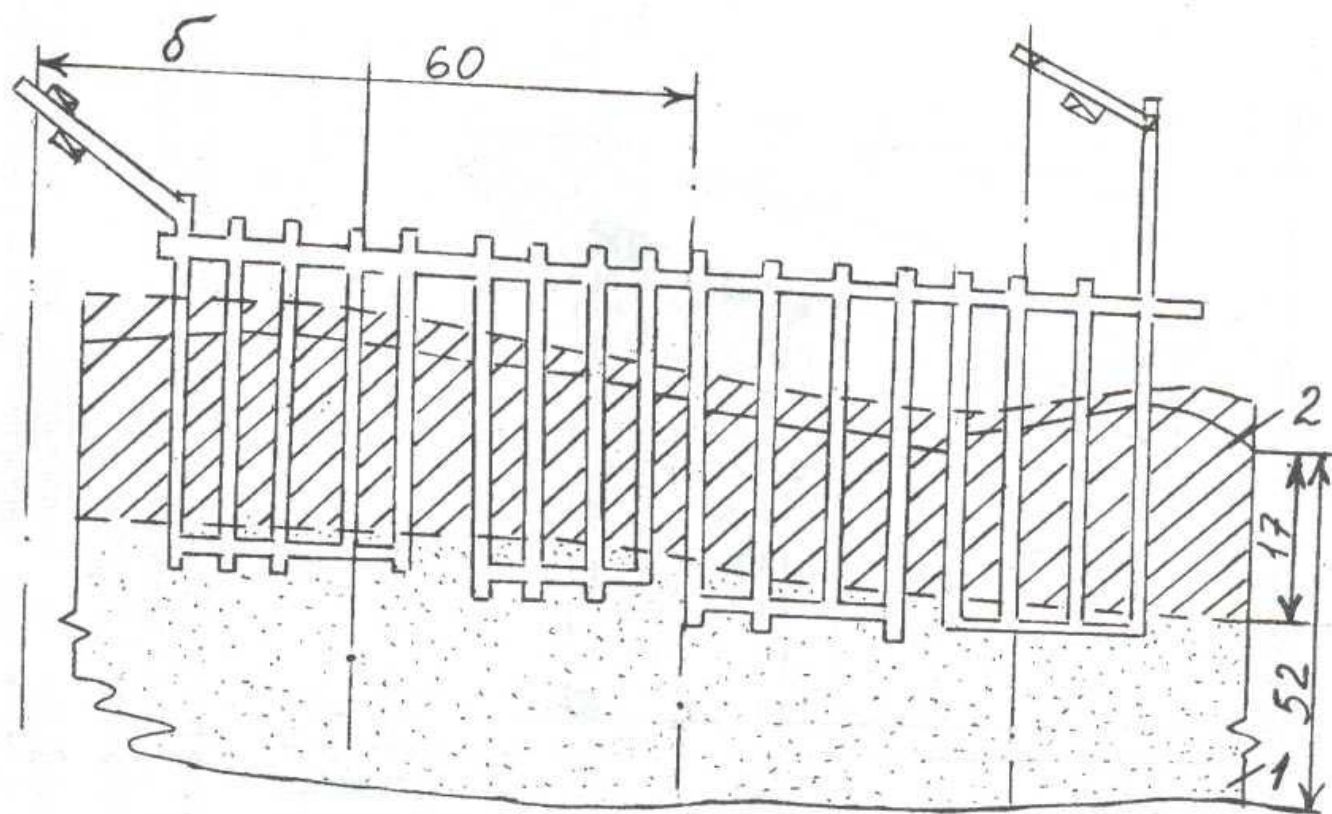
Схемы подготовки применяются штрековые и ортовые. Предпочтение отдается ортовой схеме (более четкая организация транспорта, более эффективная вентиляция и т.д.). Подэтажи, как правило, нарезают между погашенными подэтажами. Выработки проходят, как правило, с помощью буровзрывных работ.

На рисунке 2.6 приведена схема горных работ на шахте «Центральная» ИнГОКа (Кривой Рог).



1 –первичная разработка; 2 –первичная и повторная разработки
 Рисунок 2.6 – Схема горных работ на шахте «Центральная» Ин-
 ГОКа: а – поперечный разрез

Классификация систем повторной разработки подземным способом. Особенности повторной разработки являются: нарушенная целостность рудного массива и вмещающих пород (поэтому поддержание очистного пространства часто практически



1 –первичная разработка; 2 –первичная и повторная разработки
 Продолжение рисунка 2.6 – Схема горных работ на шахте «Центральная» ИнГОКа: б –план горных работ гор. -111 м

невозможно); повторная разработка следует за первичной и всегда отстает от нее в вертикальном направлении (первичная опережает повторную на 1-2 этажа).

Системы повторной разработки должны отвечать обычным требованиям правил безопасности и технической эксплуатации.

Повторная разработка обычно связана с ранее проведенными очистными выработками, что предопределяет выбор систем разработки с массовым обрушением руды. Эти системы обеспечивают самую высокую производительность блоков и горнорабочих, что дает возможность интенсивной выемки в условиях высокого горного давления (вследствие нарушенности горных пород); низкую себестоимость добычи.

К недостаткам относятся сравнительно высокое разубоживание и потери. Однако при правильной, технически грамотной организации выпуска руды можно устранить эти недостатки.

Для повторной разработки применяют различные варианты этих систем [11].

При системах с самообрушением высота этажа на рудниках страны составляет 38-156 м на зарубежных 52,5-210 м, в том числе обрушаемая 45-187 м. При пересечении старых работ предпочтительнее длинную сторону блоков ориентировать перпендикулярно очистным блокам первичной отработки.

2.6 Мероприятия по безопасному ведению работ при повторной разработке

Особенностями технологии ведения горных работ при повторной разработке [11] являются: вывалы руды и породы большими глыбами; проведение подготовительных, нарезных и подсечных выработок, которое, как правило, сопряжено с пересечением старых работ, что требует специальных методов проходки и надежного крепления; наличие старых, незаполненных закладкой камер, связанное с возможностью обрушений; интенсивный выпуск руды и проведение взрывных работ, что приводит к значительному пылеобразованию и требует специальных мер по пылеподавлению; выпуск руды из дучек, который связан с возможностью повышенного травматизма, особенно при ликвидации зависаний; работы по

поддержанию выработок требуют высокой квалификации рабочих и ИТР, так как эти работы проводятся в зоне обрушенного массива.

Ведение повторной разработки в бортах и под дном отработанного карьера. Для безопасного ведения работ необходимо выполнить следующие мероприятия [5, 6, 17]: изучить состояние и свойства подработанного (нарушенного) массива с целью проведения в нем выработок; изучить гидрогеологические условия массива и выработанного пространства (чаши) для повторной отработки; определить размеры опорных, барьерных целиков при проведении подземных выработок под дном и в бортах карьера; дать оценку устойчивых обнажений в подземных горных выработках; установить наиболее рациональный порядок ведения подземных работ.

Ведение повторной подземной разработки в залежах одновременно с первичной подземной отработкой. До начала повторной подземной отработки необходимо осуществить следующие организационно-технические мероприятия [6, 15]: анализ состояния выработок, их восстановление и укрепление; установление степени нарушенности массива и проектирование дополнительных выработок; обеспечение безопасности горных работ.

Мероприятия по безопасному ведению работ включают: изучение воздействия ранее отработанных участков (зон их влияния) на напряженно-деформированное состояние пород при повторной разработке; изучение характера вторичного сдвижения массива подработанных горных пород; оценку устойчивости и несущей способности опорных целиков и потолочин камер первичной разработки; изучение устойчивости обнажений массивов подработанных ранее пород или массивов закладки; определение несущей способности целиков или массива закладки; установление скоплений воды или глинистой пульпы в воронках обрушений и выполнение мероприятий по предотвращению прорывов разжиженных глинистых масс в подземные горные выработки.

На основе опыта повторной разработки погашенных этажей железорудных залежей шахты «Гигант-Глубокая», «Саксагань» рудоуправления им. Дзержинского, шахты «Центральная» ИнГОКа, рудоуправления им. Кирова [13-16, 18] рекомендуется:

- повторную разработку вести на *один-два этажа выше первичной* и по истечении *не менее четырех лет* после окончания первичной разработки данного участка;

- для определения безопасной зоны проводят линию сдвижения руды и пород от границы подсечки панели лежачего бока рабочего горизонта первичной разработки под углом 73^0 . От построенной линии оставляют в сторону лежачего бока предохранительную берму шириной 10 м и проводят границу безопасности, за чертой которой в лежащем боку осуществляется повторная разработка;

- в период проходки горных выработок, перед началом очистных работ и для обнаружения пустот рекомендуется бурить опережающие (разведочные) скважины.

2.7 Оценка экономической эффективности повторной разработки

Для повторной разработки в настоящее время не существует общепринятых или установленных методов экономической оценки. Рассмотрим существующие методики оценки эффективности повторной разработки [17]:

По снижению себестоимости

$$\mathcal{E}_{\Gamma.П} = [(C_o + E_n \cdot K_o) - (C_{\Pi} + E_n \cdot K_{\Pi})] \cdot A_{\Gamma.П}, \quad (2.15)$$

где $\mathcal{E}_{\Gamma.П}$ - годовая экономическая эффективность повторной разработки, руб.; C_o, C_{Π} - себестоимость 1т руды соответственно при первичной и повторной разработке, руб./т; K_o, K_{Π} - удельные капитальные затраты соответственно при первичной и повторной разработке, руб./т; E_n - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, доли ед.; $A_{\Gamma.П}$ - годовой объем добычи рудной массы при повторной разработке, т.

В себестоимости добычи рудной массы при повторной разработке не учитываются: амортизационные отчисления на погашение капитальных затрат, эксплуатацию зданий, сооружений и оборудования; плата за фонды и геологоразведочные работы; рентные платежи и общезаводские расходы.

Себестоимость повторной добычи складывается только из прямых затрат, связанных с разработкой, а именно: затрат на отбойку и выпуск, транспорт и подъем, погашение затрат на горнопроходческие работы (ГПР), амортизацию дополнительных капитальных выработок.

По рентабельности

$$C_{\partial} = K_{рен} \sum \left[C_{м.о} - C_o + C_v \cdot \frac{a \cdot e}{100^2} \right] - (C_T + C_{\Pi}), \quad (2.16)$$

где C_{∂} - стоимость добычи руды, руб./т; $K_{рен}$ - коэффициент рентабельности, $K_{рен} = C_{\Pi\Lambda} / C_{м.о}$; $C_{\Pi\Lambda}$ - плановая себестоимость добываемой продукции, руб./т; $C_{м.о}$ - отпускная цена металла, руб./т; C_o, C_v - соответственно, общезаводские и внепроизводственные расходы на 1 т металла, руб./т; a - содержание металла в руде, %; e - извлечение металла из руды, %; C_T, C_{Π} - соответственно, стоимость транспорта и переработки руды, руб./т.

По затратам на производство 1 т конечного продукта

$$P_{\kappa} = C_{\kappa} - \sum C_i \cdot K_i, \quad (2.17)$$

где P_{κ} - затраты на производство 1 т конечного продукта, руб./т; C_{κ} - полная себестоимость 1 т конечного продукта, руб./т; C_i, K_i - соответственно, себестоимость и расход каждого исходного продукта для получения 1 т конечного продукта. При этом рентабельность равна нулю.

Для рентабельных цехов

$$C_{\partial.м} = C_{\mathcal{M}} / (1 + E_{\mathcal{M}}), \quad (2.18)$$

где $C_{\partial.м}$ - дополнительная себестоимость 1 т чугуна, руб./т; $C_{\mathcal{M}}$ - оптовая цена 1 т металла (чугуна), руб./т; $E_{\mathcal{M}}$ - показатель рентабельности металлургической промышленности, доли ед.

По минимуму приведенных затрат. Потерянные руды как объект повторной разработки в известной мере можно рассматривать как забалансовые руды

$$З = C + E_n \cdot K, \quad (2.19)$$

где $З$ - приведенные затраты, руб.; C - эксплуатационные расходы на 1 т металла в концентрате, руб.; K - удельные капитальные затраты на 1 т металла в концентрате, руб.; E_n - коэффициент экономической эффективности капитальных вложений, доли ед.

Эксплуатационные затраты на 1 т металла в концентрате могут быть определены по формуле

$$C = \frac{C_{\partial} + C_T + C_{об}}{a \cdot (1 - R) \cdot e} \cdot 100, \quad (2.20)$$

где $C_{\partial}, C_T, C_{об}$ - соответственно, себестоимость добычи, транспортирования от рудника до обогатительной фабрики и обогащения 1 т руды, руб.; a - содержание металла в добытой руде, %; R - коэффициент разубоживания при добыче, доли ед.; e - коэффициент извлечения металла при обогащении, доли ед.

Капитальные вложения на 1 т металла составляют

$$K = \frac{K_{руд} + K_{фаб}}{a \cdot (1 - P) \cdot e} \cdot 100, \quad (2.21)$$

где $K_{руд}, K_{фаб}$ - удельные капитальные затраты на 1 т руды по руднику и фабрике, руб.

Суммарные приведенные затраты на 1 т металла в концентрате составят

$$З = \frac{(C_{\partial} + C_T + C_{об}) \cdot 100 + E \cdot (K_{руд} + K_{фаб}) \cdot 100}{a \cdot (1 - R) \cdot e}. \quad (2.22)$$

Для оценки экономической эффективности целесообразно придерживаться положений, существующих для забалансовых руд.

Минимум приведенных затрат на 1 т металла является критерием целесообразности вовлечения в отработку части забалансовых руд.

Основные технико-экономические показатели при повторной разработке включают: добычу рудной массы (тыс. т); содержание металла в добытой рудной массе (%); протяженность нарезных выработок (м); удельную протяженность выработок (м/1000 т); участковую себестоимость рудной массы (руб./т); годовой экономический эффект (тыс. руб.).

2.8 Опыт повторной подземной разработки

Большой опыт повторной подземной разработки месторождений накоплен в Криворожском железорудном бассейне [13–16, 18].

На вышележащих горизонтах ряда рудников (им. Кирова, «Ингулец», им. Дзержинского и др.) добывалась руда с содержанием железа 58-60 % по сравнению с 54-55 % в настоящее время. Плановое содержание железа в добытой руде было на 1,5-2 % ниже, чем в массиве. В результате руда с содержанием железа 51-54 % терялась в недрах. Выполненные расчеты показали, что запасы потерянных руд по Криворожскому бассейну составили 332,1 млн. т при содержании железа 56,84 %.

За 67 лет работы рудника им. Дзержинского запасы потерянных руд составили 67,5 млн.т. Повторную разработку на руднике ведут с 1957 г. Всего добыто более 8 млн.т руды с содержанием железа 51,7 %. Применялись системы разработки подэтажного обрушения (вариант «закрытый веер»), с отбойкой глубокими скважинами, в зажатой среде при ортовой схеме подготовки.

На руднике им. Кирова за период эксплуатации месторождения по различным причинам было оставлено в недрах в виде потерь, по данным НИГРИ, около 43,4 млн.т руды. Извлечь ее можно только повторной отработкой. Повторная отработка подземным способом была начата на гор.557 м в поле шахты им. Кирова и №1 им. Артема с целью добычи руд, потерянных на гор. 550-475 м (они составили 18-26 %). Применяемая система разработки – подэтажное обрушение со скреперной доставкой. Гори-

зонт выпуска был заложен на 7 м ниже старого откаточного гор. 550 м. Расстояние между ортами скреперования 8-12 м, а между выпускными нишами и дучками, расположенными попарно - 4,5 м. Всего на гор. 557 м отработана полоса длиной по простиранию 960 м и добыто более 2,4 млн.т руды с содержанием железа 50,76 %. Благодаря применению повторной разработки месторождения потери железной руды по руднику в целом были значительно снижены.

На руднике им. Коминтерна повторную разработку начали вести с 1973 г. За период с 1973 по 1977 г. добыто 519,1 тыс.т руды с содержанием железа 52,92 %. С 1978 г. повторная разработка месторождения прекращена из-за подработки восточного борта карьера ЦГОКа.

Всего на десяти предприятиях рудоуправления им. Дзержинского, им. Кирова, им. К. Либкнехта и им. Коминтерна было добыто подземным способом более 15 млн.т потерянной ранее руды. Системы повторной подземной разработки те же, что и первичной (с обрушением руды и вмещающих пород – этажное самообрушение, этажное и подэтажное принудительное обрушение). В основу создания вариантов системы для повторной разработки положены следующие принципы [18]: исключение горизонтов подсечки; совмещение бурового и доставочного горизонтов; перепуск отбитой руды на нижележащий концентрационный горизонт. Проведение выработок выпуска и доставки предусматривается ниже горизонта расположения старых выработок. С целью уменьшения проявления горного давления принята ортовая схема подготовки.

Опыт рудоуправлений им. Дзержинского, им. Кирова и «Ингулец» показывает, что при повторной подземной разработке по сравнению с первичной протяженность нарезных выработок на 1000 т добытой руды меньше в 1,3-2 раза, а расход ВВ – в 2-2,5 раза. При совместной первичной и повторной разработке себестоимость добычи руды снижается на 0,15-0,3, а капитальные затраты на 2-3 руб/т [18].

При подземной повторной отработке блока на Никитовском месторождении [19] подготовительные выработки пройдены в нетронutom массиве. Очистная выемка ведется буровзрывным способом, скважины располагают в зависимости от конфигура-

ции оставшихся рудных тел. Расстояние между веерами скважин принимается не менее 2-3,5 м. Заряжают скважины гранулитом АС-8 механизированным способом. Доставка руды – скреперная.

Зыряновское полиметаллическое месторождение в течение 12 лет отрабатывали комбинированным способом – открытым и подземным [19]. После завершения открытых работ начали массовую выемку руды, оставленной в целиках под дном и в бортах карьера. При первичной подземной отработке были извлечены камерные запасы с заполнением сухой или твердеющей закладкой. При повторной разработке применяются системы с обрушением руд и пород и комбинированная (камерные запасы отрабатываются с подэтажной отбойкой, а междукamerные и потолочные целики обрушают на открытые камеры).

2.9 Перспективные технологии перехода с открытого на подземный способ разработки

Систематическое увеличение масштабов разработки рудных месторождений открытым способом наряду с улучшением технико-экономических показателей добычи руды привело к резкому ухудшению экологии в горнодобывающих регионах страны.

Основным отрицательным последствием открытой разработки рудных месторождений является вовлечение в производственный оборот сельскохозяйственных угодий, как правило, подлежащих восстановлению в обозримом будущем.

Если тенденция объемов добычи руды открытым способом в ближайшие годы сохранится, то интенсивность отчуждения земельных угодий будет возрастать. Это не только ухудшит экологическую ситуацию в горнодобывающих районах, но и приведет, как показывает опыт карьеров Кривбасса, к резкому увеличению себестоимости добычи руды.

Основным контраргументом перевода открытых работ на подземные является мнение специалистов о существенном ухудшении технико-экономических показателей, имея в виду низкое содержание металла в рудных залежах и невозможность обеспечить сохранение производственной мощности горнодобывающих предприятий на достигнутом уровне или близком к нему. Как

первое, так и второе опасения необоснованны. Себестоимость добычи открытым и подземным способами при выемке руды на глубине более 300-400 м существенно не отличается, даже без учета экологических последствий рассматриваемых способов разработки месторождений. Что же касается производственных мощностей, то их уровень при подземной разработке может достигать размеров добычи открытым способом, о чем свидетельствует, например, опыт рудника Кируна в Швеции.

С учетом сложившейся экологической ситуации в Криворожском и других бассейнах и систематического ухудшения технико-экономических показателей рядом специалистов предложены технологические схемы перехода от открытой разработки к подземной. Как правило, эти предложения предусматривают или параллельное с подземными ведение открытых работ при условии оставления предохранительного барьерного целика между дном карьера и подземным выработанным пространством, или же совместное ведение открытых и подземных работ в зоне действующих карьеров. При этом технологии рассматриваемых способов ведения горных работ в зоне карьера и ниже барьерного целика принимаются соответственно горно-геологическим условиям разработки без существенного изменения их конструктивных особенностей.

Серьезным недостатком такого комплексного метода разработки месторождений в переходный период является то, что *во-первых*, строительство подземных рудников в окрестностях карьеров требует относительно длительного времени, исчисляемого 5-7 годами, и значительных капитальных затрат, осуществляемых параллельно с поддержанием производственных мощностей ГОКов, что фактически равноценно удорожанию добычи открытым способом в течение длительного времени. *Во-вторых*, в период подготовки горно-обогачительных комбинатов к переходу на подземные работы добыча открытым способом сопряжена с выемкой вскрышных пород и отчуждением для их складирования сельскохозяйственных угодий, что, в свою очередь, связано со значительными капитальными вложениями.

В связи с изложенным, в работе [35] предлагается новое технологическое решение, которое лишено указанных недостатков и предусматривает рациональное сочетание элементов от-

крытой и подземной разработки при существенном уменьшении отрицательного влияния горных работ на экологическую ситуацию в бассейне.

Сущность предполагаемого метода ведения горных работ в карьере в период перехода на подземную разработку месторождения заключается в следующем.

Ниже уровня дна действующего карьера отрабатывают буферный слой высотой 120-150 м с поперечным сечением в форме опрокинутой трапеции с углами наклона боковых сторон, обеспечивающими устойчивость стенок выработанного пространства за счет реализации технических решений, описание которых изложено ниже.

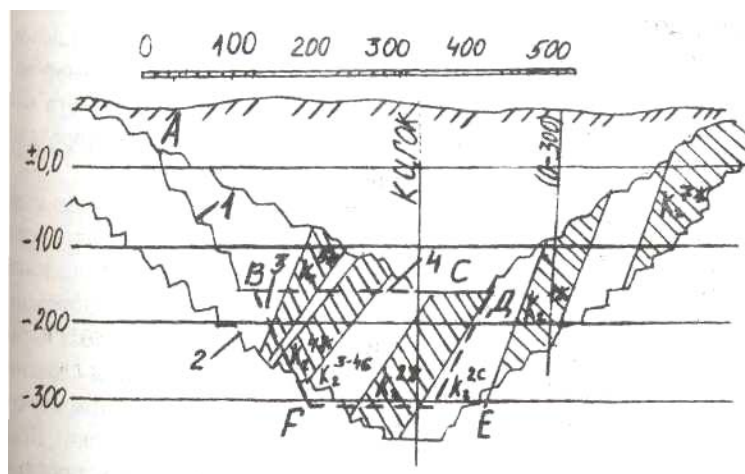
Выемку руды в пределах такого слоя ведут по простираанию на всей длине карьерного поля. Применение предполагаемой технологической схемы рассматривается на примере доработки карьера №1 ЦГОКа в Кривбассе.

Согласно технологической схеме, представленной на рисунке 2.7, к выемке запасов в слое 3 приступают только после отработки рудного массива 4, расположенного выше отметки дна карьера и извлечения вскрышных пород до границы 1, находящейся внутри контура 2, определяющего предельное проектное состояние бортов карьера при отработке его до предельной глубины.

Схема производства подготовительных работ при выемке руды в слое (рисунок 2.8) заключается в проведении шахтных стволов исключительно вспомогательного назначения, квершлаггов, полевых штреков и ортов. На флангах месторождения оборудуют вентиляционные стволы. Орты, предназначенные для бурения взрывных скважин, располагают на рабочих горизонтах через 30 м по вертикали.

На первой стадии производства горных работ в рудном слое образуют отрезную щель шириной 120-150 м, из которой формируют очистные забои в виде системы уступов, располагаемых в плане по ступенчатой схеме, описываемой эллиптической кривой.

С учетом качественного дробления руды при отбойке веерами скважин диаметром 100-150 мм высота уступа по аналогии с подземными работами, как указано выше, принята равной 30 м. Ширина рудной зоны, приходящейся на одну буровую выработку, принята по условиям, исключающим искривление скважин, равной 60 м.



1 – контур карьера при выемке слоя в период перехода от открытой к подземной разработке месторождения; 2 – проектный контур карьера; 3 - извлекаемый слой массива; 4 – контур действующего карьера

Рисунок 2.7 – Схема доработки карьера № 1 ЦГОКа в период перехода на подземную выемку руды

Метод отбойки массива скважинами, выбуренными из горных выработок подобно тому, как это делают на подземных работах, позволяет легко управлять запасами отбитой горной массы, поскольку процесс бурения не связан с погрузочными работами, ведущимися на уступах. При этом исключаются трудоемкие операции, связанные с подготовкой рабочей площадки для выполнения буровых работ. При указанной схеме ведения очистной выемки транспортно-погрузочные работы в пределах отрабатываемого слоя выполняются с применением традиционного карьерного оборудования.

С целью снижения транспортных расходов целесообразно применять в пределах отрабатываемого слоя автосамосвалы или другие виды доставочных средств по короткоплечевой схеме с выдачей добытой руды из чаши карьера конвейерами, наклонными скиповыми подъемниками или железнодорожными составами.

По мере продвижения фронта очистных работ и формирования выработанного пространства освободившаяся часть его может быть заполнена попутно добываемыми пустыми породами или обезвоженными хвостами обогатительных фабрик.

Устойчивость борта карьера в пределах извлекаемого слоя со стороны лежачего бока в значительной мере предопределяется тем, что угол наклона откоса принимается равным углу падения месторождения, т.е. совпадает с контактом залежи с породами лежачего бока (со стороны висячего бока плоскость откоса выработанного пространства пересекает породы под углом к слоистости, что делает маловероятным сползание массива в этом случае даже при наличии значительной гравитационной нагрузки). Применение щадящего взрывания у границ в сочетании с установкой штанговой крепи и складированием пород попутной добычи или отходов обогащения в выработанном пространстве исключает опасность внезапных оползневых явлений в процессе ведения горных работ в карьере.

Расчеты, выполненные по методике ВНИМИ с учетом физико-механических свойств руды и вмещающих пород, а также текстурных свойств руды и вмещающих пород, а также текстурных особенностей массивов, показали, что коэффициент устойчивости откосов при глубине ведения горных работ в карьере №1 ЦГОКа до 450-500 м по предлагаемой схеме составляет более единицы, что исключает вероятность оползневых явлений в рассматриваемых условиях ведения горных работ. Это подтверждается результатами исследований, приведенными в работе В.П. Волощенко, П.И. Гушко, Л.И.Третьякова, В.В. Холошина. На тех участках, где может появиться вероятность ослабления откосов за счет наличия включений неустойчивых сланцевых пород, должны быть установлены тросовые штанги необходимой длины, как это успешно делают на зарубежных подземных рудниках для поддержания обнажений при камерной выемке.

В подобном случае целесообразно также вести оперативный контроль за напряженным состоянием прибортовой части массива в процессе очистных работ в карьере с помощью звукометрической аппаратуры или других имеющихся технических средств.

Формирование фронта очистных работ по эллиптической линии способствует повышению устойчивости массива вблизи выработанного пространства.

Для оценки технико-экономической эффективности предлагаемой схемы доработки карьера №1 ЦГОКа определим коэффициент вскрыши при выемке магнетитовых кварцитов в пределах

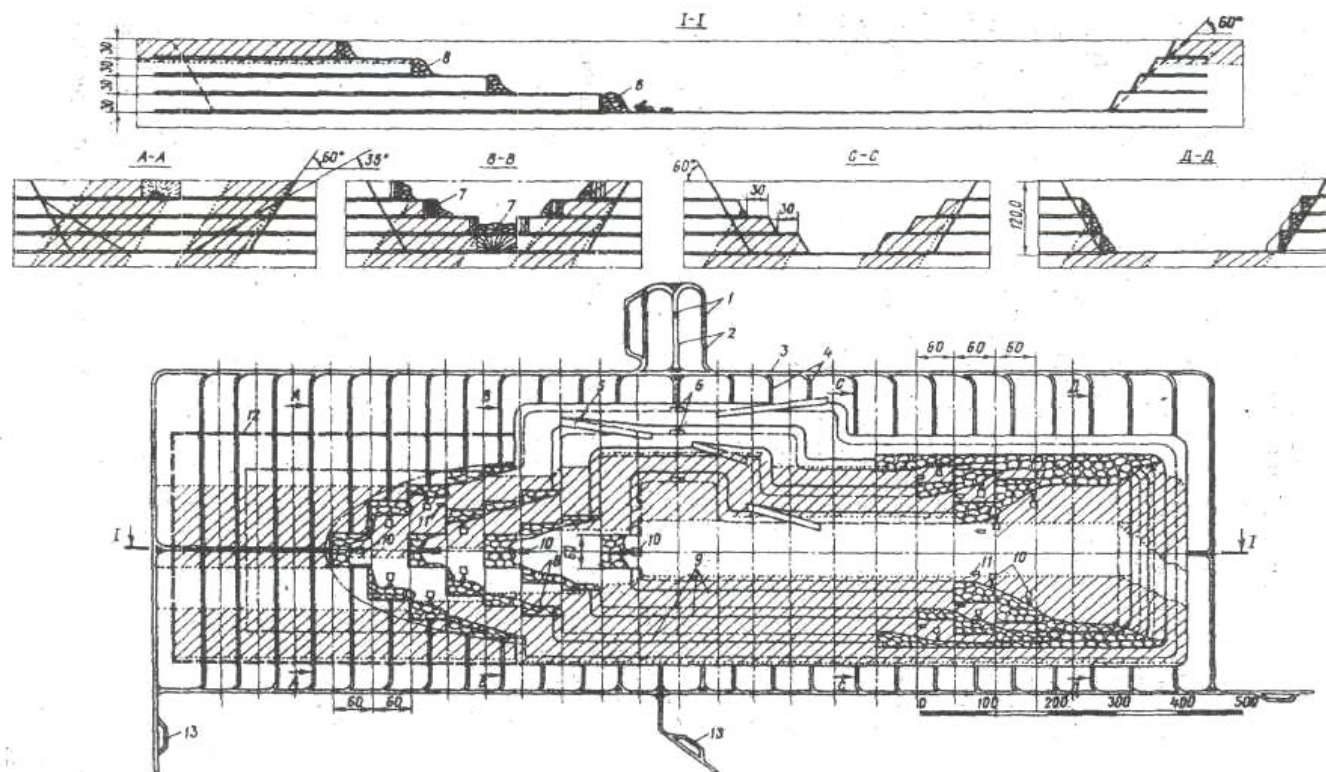
контуров ABC и BDEF (рисунок 2.7). При сопоставлении с традиционной схемой ведения горных работ принимается во внимание то обстоятельство, что массив вскрышных пород, ограниченный контурными линиями 2 и 1, не подлежит выемке при реализации рекомендуемого способа выемки слоя при доработке карьера.

Объем пустых пород при выемке руды в пределах контура ACDEFB по рекомендуемой схеме составляет 85 млн.м³. Коэффициент вскрыши при величине запасов 110 млн.т равен 0,77 м³/т. При выполнении традиционной технологической схемы с формированием западного борта карьера по линии 2 объем пустых пород, подлежащих выемке при отработке запасов руды в указанных размерах, возрастает на 100 млн.м³ и коэффициент вскрыши в этом случае составляет 1,68 м³/т.

При стоимости выемки 1 м³ вскрыши, равной в условиях ЦГОКа 2,067 руб (в ценах 1990 г.), экономия от реализации предлагаемой схемы доработки карьера только за счет снижения коэффициента вскрыши составит 206,7 млн. руб.

Предварительными расчетами установлено, стоимость буровзрывных работ при выемке буферного слоя с использованием для этой цели горных выработок не отличается от затрат на отбойку массива при подземной разработке залежей с аналогичными горно-геологическими условиями.

Дополнительные затраты на проходку вспомогательных шахтных стволов значительно меньше экономии, полученной за счет сокращения объемов вскрышных работ. Ориентировочная стоимость проходки вспомогательных шахтных стволов общей длиной 600 м составит 2-3 млн. руб. При замене шахтных стволов восстающими стоимость проходческих работ будет снижена в 1,5-2 раза.



1 – грузоподъемный ствол; 2 – квершлаг; 3 – штрек; 4 – буровой орт; 5 – наклонный съезд; 6 – портал; 7 – веер скважин; 8 – отбитая горная масса; 9 – транспортная берма; 10 - экскаватор; 11 – автосамосвал; 12 - граница слоя; 13 – вентиляционная шахта

Рисунок 2.8 - Развитие очистной выемки в слое при переходе от открытой разработки к подземной в условиях карьера №1 ЦГОКа

Если учесть сокращение затрат на транспортных операциях в результате складирования части вскрышных пород в выработанном пространстве, а так же уменьшение размеров отчуждения сельскохозяйственных угодий для формирования стволов более чем на 100 га, то фактическая экономия от реализации рекомендуемой технологической схемы будет значительно большей.

Рекомендуемая технологическая схема доработки карьеров в период перехода на подземные работы при добыче железистых кварцитов в Кривбассе имеет следующие преимущества:

- улучшение экологической обстановки в регионе в связи с сокращением площади отчуждаемых сельскохозяйственных угодий и уменьшения выбросов пыли в атмосферу при производстве массовых взрывов;

- снижение первоначальных капитальных вложений на строительство подземных рудников, поскольку эти затраты могут быть равномерно реализованы в течение длительного времени;

- концентрация горных работ на двух-трех уступах, обеспечиваемая независимостью буровых и транспортно-погрузочных работ;

- сокращение объемов выемки вскрышных пород почти вдвое и вследствие стабилизации стоимости очистных работ улучшение экономических показателей работы ГОКов в период перевода открытых работ на подземные, а так же сохранение их стабильными в период разработки месторождений до глубины 600-800 м;

- уменьшение транспортных расходов за счет применения схемы, сочетающей короткоплечевую доставку в карьере с использованием конвейерного или скипового подъема рудной массы на поверхность.

3 РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

3.1 Понятие о россыпях, их типах и строении

Различают *коренные* (первичные) и *россыпные* (вторичные) месторождения полезных ископаемых. Коренные месторождения, как правило, приурочены к коренным скальным породам. Россыпные месторождения образуются за счет разрушения пород коренных месторождений. Разрушаясь, горные породы дробятся до такой степени, что отдельные минералы, входящие в их состав, попадают в рыхлые отложения и образуется механическая смесь пустых пород и ценных компонентов.

Россыпным месторождением (россыпью) называется скопление рыхлых или сцементированных отложений обломочного материала, включающее зерна или кристаллы полезных ископаемых в промышленной концентрации.

Образование россыпей связано с процессом *выветривания*. Различают *физическое* (под действием колебаний температуры, ветра, солнечной радиации), *химическое* (под воздействием воды, кислорода, углекислого газа) и *органическое* (проявляется в виде физического раздвигания пород корнями деревьев и химического изменения горной породы) выветривание.

Из россыпей добывают следующие полезные ископаемые:

самородные - золото и платину, ценные кристаллы – алмазы, оптический кварц и янтарь;

титановые – ильменит и рутил;

редкоземельные и редкометальные минералы – цирконий, моноцит;

оловянно-вольфрамовые минералы – касситирит, вольфрамит и др.

Рыхлые продукты разрушения горных пород в результате физического выветривания в большинстве случаев не остаются на месте, а перемещаются и отлагаются в других местах. Продукты разрушения перемещаются от возвышенных участков к пониженным, от континентов к морю под действием текучей воды, ледников, а также в результате скатывания под действием силы тяжести.

Продукты выветривания, попадая в реки, отлагаются на дне и частично уносятся течением в озера или моря (ежегодно из рек в моря поступает около 18 млрд.т наносов и 2,25 млрд.т растворенных веществ).

Схема образования россыпи приведена на рисунке 3.1.

По возрасту россыпи разделяются на три группы: *четвертичные* (новые), *мезозойские и третичные* (древние), *допалеозойские и палеозойские* (ископаемые).

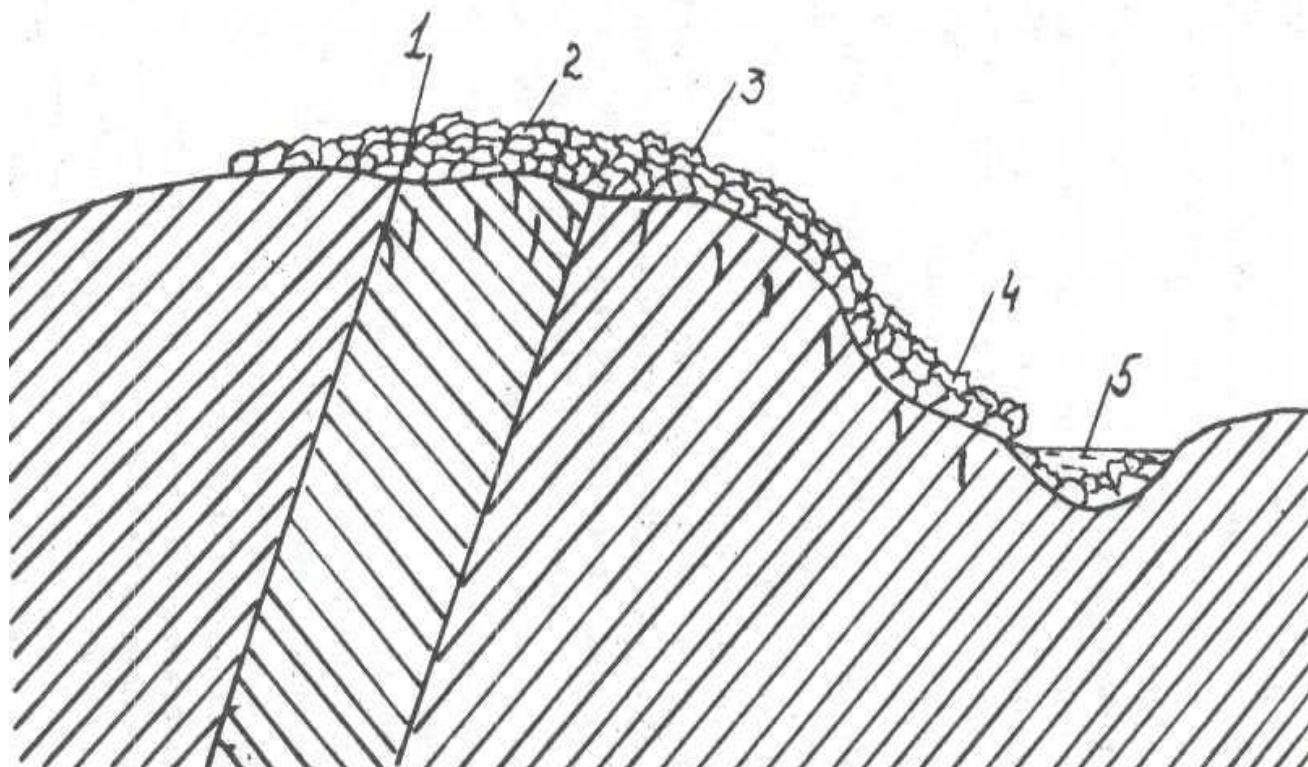
В зависимости от типа рыхлых отложений или расположения относительно коренного месторождения различают россыпи: элювиальные, делювиальные, аллювиально-делювиальные (или ложковые), аллювиальные (пролювиальные, дельтовые, прибрежно-морские, прибрежно-озерные, ледниковые и эоловые).

Элювиальные россыпи залегают непосредственно на месте своего образования. Мощность незначительная, иногда достигает 2 м и более. Эти россыпи не имеют промышленного значения и разрабатываются попутно с рудным месторождением, только иногда имеют самостоятельную ценность.

Делювиальные россыпи образуются за счет размыва и переотложений элювиальных россыпей и обломочного материала коренных пород. Располагаются на склонах гор, оврагов, речных долин, у подножий склонов. Мощность 1-3 м, у подножий склона до 30 м. Форма в плане приблизительно треугольная. Россыпи редко имеют промышленное значение, но указывают на близость коренного месторождения.

Ложковые (аллювиально-делювиальные) россыпи образуются за счет размыва элювиальных россыпей, как правило, на дне распадков. Незначительная глубина и благоприятные горно-геологические условия залегания позволяют вовлекать россыпи в эксплуатацию (добыча алмазов и хрусталя).

Аллювиальные россыпи приурочены, как правило, к долинам рек и образуются в основном за счет размыва и переотложения делювиальных россыпей. Этот тип россыпей наиболее распространен и является самым важным источником добычи золота, платины, алмазов и др. Залегают на сравнительно небольшой глубине и почти всегда связаны с современным рельефом. По условиям залегания и расположения аллювиальные россыпи разделяются на русловые, косовые, пойменные, террасовые, пролюви-



1 – жила (пласт) коренных пород, содержащих полезное ископаемое; 2 – обломочный материал, находящийся непосредственно на месте своего образования (элювий); 3 – обломочный материал, перемещающийся вниз по склону (делювий); 4 – обломочный материал, достигший подножья склона (аллювиально-делювиальная россыпь или ложка); 5 – русло, по которому вода переносит обломочный материал (аллювий)

Рисунок 3.1 – Схема образования россыпи

альные, дельтовые, морские и озерные, ледниковые, эоловые, техногенные.

По расположению относительно земной поверхности россыпи залегают *непосредственно на земной поверхности, под слоем воды и под покровом толщи более молодых рыхлых отложений.*

Схема строения россыпи представлена на рисунке 3.2, а разрез типичной аллювиальной россыпи - на рисунке 3.3.

По условиям залегания россыпи подразделяются на три группы:

выдержанные очень крупные россыпи с неравномерным распределением ценных минералов;

выдержанные крупные россыпи с неравномерным распределением ценных минералов;

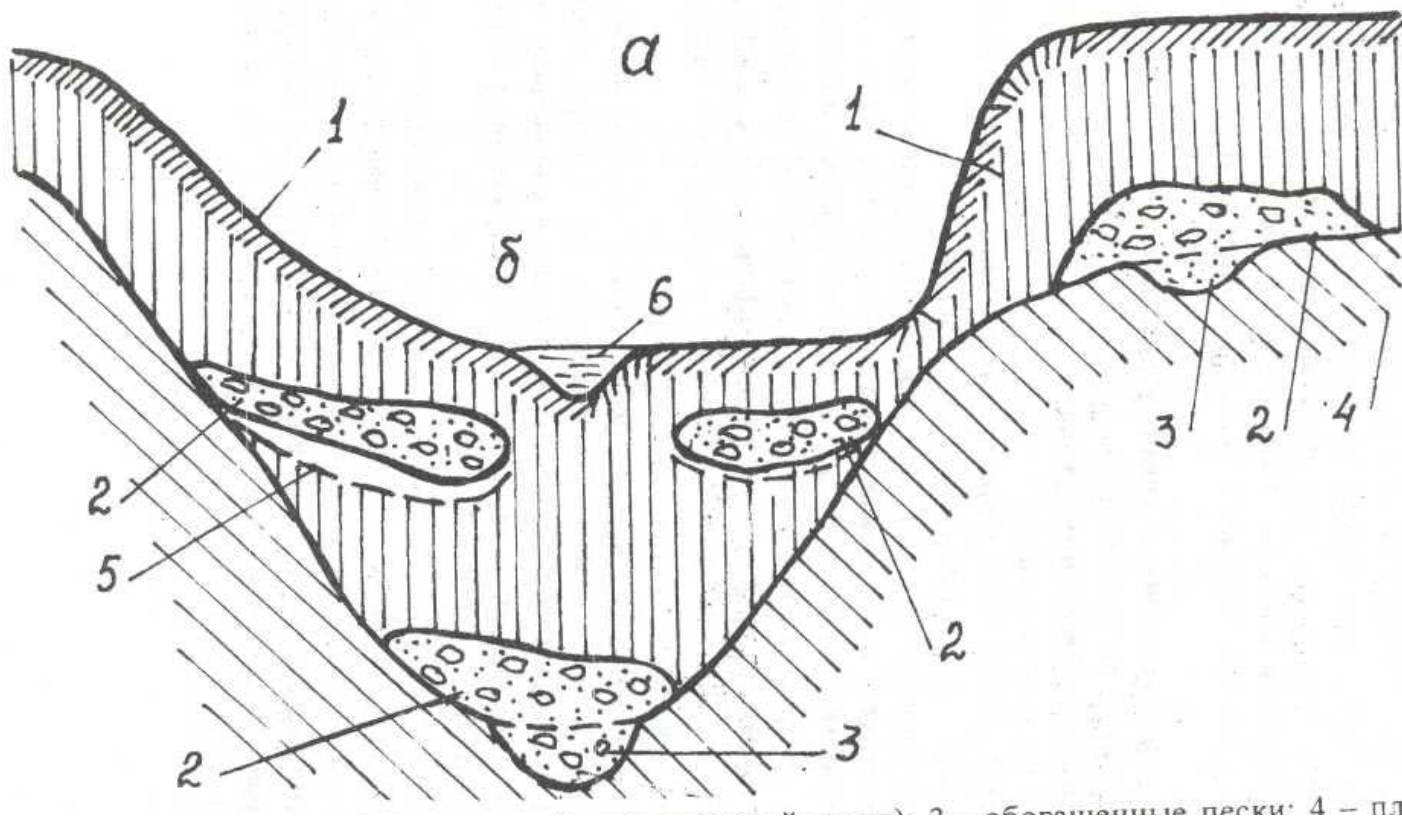
невыдержанные по ширине и мощности россыпи с неравномерным распределением ценных минералов.

По степени насыщенности отложений ценными минералами россыпи делятся на ***богатые*** и ***убогие*** (непромышленные). Содержание особо ценных минералов (золото, платина, алмазы) в россыпи измеряется в граммах и миллиграммах в 1 м^3 отложений.

По плотности различают россыпи [36] ***тяжелых минералов*** - $\gamma = 2,9 \text{ г/см}^3$; россыпи ***легких минералов*** - $\gamma < 2,9 \text{ г/см}^3$; (янтарь - $\gamma \approx 1 \text{ г/см}^3$; горный хрусталь - $\gamma \approx 2,6 \text{ г/см}^3$).

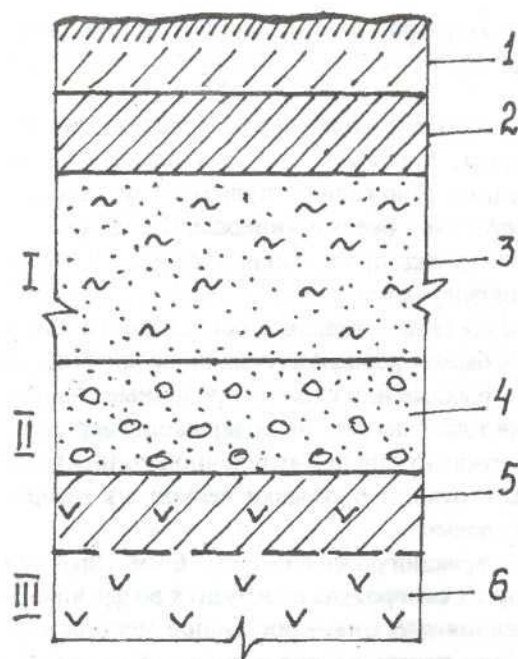
В зависимости от температуры россыпи делятся на ***талые*** и ***мерзлые*** (породы, имеющие отрицательную или нулевую температуру, в которых хотя бы часть воды находится в виде льда; могут быть кратковременномерзлыми, сезонномерзлыми и многолетнемерзлыми).

В наиболее распространенных условиях талые породы россыпей имеют коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f = 0,5-1,5$, а в отдельных слоях россыпи могут быть сцементированы и крепость их повышается до $f = 2-6$. Коэффициент крепости плотика находится в пределах от 1 до 10, в основном $f = 3-6$.



1 – торфа (пустые породы); 2 – пески (металлоносный пласт); 3 - обогащенные пески; 4 – плотик;
5 – ложный плотик; 6 – русло реки

Рисунок 3.2 – Схема строения простой (а) и сложной (б) россыпи



I – торфа; II – пески; III – плотик; 1 – почво-растительный слой; 2 – супесчаные породы; 3 – песчано-гравелистые породы; 4 – металлоносный пласт; 5 – разрушенные коренные породы; 6 – монолитные коренные породы

Рисунок 3.3 – Разрез аллювиальной долинной (пойменной) россыпи

На россыпном месторождении необходимо различать следующие элементы залегания – **падение, простирание и глубину**.

Падение россыпи соответствует основному направлению движения водного потока, образовавшего россыпь. Протяженность россыпи по падению является его *длиной*.

Простирание россыпи перпендикулярно падению и является его *шириной*.

Глубина или **мощность** – это расстояние по вертикали от поверхности до плотика.

В практике разработки россыпных месторождений встречаются специфические термины. Наиболее общие из них приведены ниже.

Пески – любая порода (песок, супесь, галечник, сцементированные горные породы и др.), содержащая ценный минерал; валунно-галечные отложения с примесью песчаных и глинистых частиц, содержащие тяжелые минеральные частицы.

Пласт – залежь продуктивных пород (“песков”) практически любой конфигурации.

Плотик россыпи – скальное основание, на котором залегают пески. Плотик бывает ровный и гладкий, волнистый, ребристый.

Торфа – рыхлые или сцементированные горные породы, перекрывающие пласт песков, не содержащие зерна ценного минерала или содержат их в непромышленной концентрации.

Хвосты – отходы промывки песков, из которых извлечено полезное ископаемое.

Эфели – фракции россыпи менее 16 мм. Обычно зерна золота, платины и других самородков содержатся во фракции менее 8 мм.

Техногенная россыпь – россыпное месторождение, образовавшееся за счет потерь песков и полезного ископаемого и недоработок, возникших в процессе первичной разработки месторождения. Представляют собой комбинацию отвалов и недоработок.

Струя (борозда) россыпи – наиболее обогащенная часть россыпи.

Сложная россыпь – это россыпь с несколькими горизонтами обогащенных песков. В этом случае плотик называется **ложным**, так как ниже его залегают другие горизонты россыпей.

Полигон – участок россыпного месторождения (в плане), разрабатываемый по единой технологии одним комплексом машин.

Разработка россыпи – комплекс работ, включающий предварительные работы (осушение или обводнение), вскрытие, подготовительные и добычные работы.

Прииск – горное предприятие, разрабатывающее россыпное месторождение и находящееся на самостоятельном хозяйственном расчете, либо входящее в состав объединения. В прииск входят ряд производственных единиц – экскаваторных или бульдозерных разрезов, драг, шахт и различных цехов.

Остальные специфические термины будут приведены при рассмотрении технологии разработки россыпных месторождений.

3.2 Способы разработки россыпей и условия их применения

Зарождение горного дела связано с извлечением и использованием металлов на россыпях в древнейшие времена [36, 37, 38]. По летописям известна разработка россыпей в I-III тысячелетиях до н.э. Дальнейшие разработки были приурочены к россыпям долин Белого и Голубого Нила, Южного Алтая, Ферганы, Памира. Первое письменное сообщение о добыче золота на Урале относится к 1669 году. Работы на первом в России Нейвинском прииске начались в 1819 году.

В глубокой древности, когда люди еще не знали металлов, они изготавливали орудия труда и оружие из обломков кремня, которые находили на поверхности земли в россыпях обломочного каменного материала. Когда все находившиеся на поверхности обломки кремня были найдены и использованы, потребовалось разрывать каменные россыпи в поисках кремней, а потом и углубляться в эти россыпи небольшими горными выработками – шурфами. Отсюда, с разработки россыпей кремня, и началось горное дело. Уже позже опять-таки из россыпей стали добывать первый металл – золото.

В крупных масштабах разработку россыпных месторождений золота производили древние рабовладельческие государства – Египет, Рим. С наступлением средних веков небольшие феодальные княжества не имели возможности производить горные работы в сколь-либо значительных объемах. Разработка россыпных месторождений продолжалась, но теперь она велась разбросанно, малыми силами, в небольших объемах. Россыпные месторождения разрабатывали всюду – в Европе, Азии, Африке. Работали одиночки или группы старателей с использованием самой примитивной техники.

В больших объемах разработка россыпей возродилась после того, как в России в 1814 году были найдены россыпные месторождения золота на Урале. Часть этого открытия принадлежит уральскому штейгеру Л.И. Брусницыну. Почти до середины прошлого века Россия играла ведущую роль в миро-

вой добыче золота. Затем последовали открытия россыпных месторождений золота в Калифорнии (1848 г.), в Австралии (1851 г.) на Севере Канады и на Аляске. Центр разработки россыпных месторождений перемещался из одного указанного района в другой. Разработка россыпей играла основную роль в мировой добыче золота практически до 30-х годов двадцатого века. Вследствие интенсивной разработки россыпи довольно быстро истощались и постепенно на первое место стала выходить разработка коренных месторождений золота. В настоящее время количество драгоценного металла, добываемого из россыпных месторождений, не превышает 12-15 % общей добычи. И это благодаря открытию новых богатых россыпных месторождений в Бразилии (в сельве Амазонки).

В нашей стране разработка золотоносных россыпей производится и сегодня в больших объемах. Этому в значительной степени способствовало открытие в 30-е годы XX-го века золотых россыпей на Колыме, в 40-е годы – в Якутии и в 60-е годы на Чукотке. Разработка россыпных месторождений продолжается во многих районах мира, но в большинстве своем это уже россыпи не золота, а олова, редких металлов, алмазов. Что касается географии разработки россыпных месторождений, то сегодня она весьма обширна. Практически во всех развитых странах производят разработку редкоземельных россыпей – добывают монацитовые, ильменитовые, лопаритовые пески. Россыпные месторождения золота разрабатывают в России, в Китае, во многих странах Южной Америки, олова – в Юго-Восточной Азии (Малайзия, Индонезия, Таиланд), алмазов – в Африке, Южной Америке, Индии, России. Работы ведутся на суше, на континентальном шельфе. Но уже и на больших глубинах начинают разрабатывать месторождения железо-марганцевых конкреций, также являющихся россыпями. Наконец, говоря о разработке россыпных месторождений, нельзя забывать и о добыче пород для производства строительных материалов – песка, гравия. Эти месторождения также являются скоплениями минеральных обломков, а следовательно, россыпями.

К основным полезным ископаемым, добываемым из россыпных месторождений относятся:

Золото. Хотя этот металл сегодня и не является основным при разработке россыпных месторождений, но практически вся история этой отрасли горного дела связана с драгоценным металлом. Сегодня золото официально не является валютным металлом, оно превращено в обычный товар – предмет купли-продажи. И все-таки считать обыкновенным товаром его пока нельзя. Это такой товар, который всегда можно обменять на любой другой. Объем добычи золота по-прежнему велик и, несмотря на высокую его стоимость, не всегда обеспечивает имеющуюся потребность. Сегодня золото применяют в электронике, космической технике, для покрытий, предохраняющих поверхности изделий и архитектурных сооружений от коррозии, в медицинской промышленности, для производства ювелирных изделий. Цена золота, хотя и подвержена значительным колебаниям, всегда остается на достаточно высоком уровне.

Платина. Металл не менее ценный и еще более редкий, чем золото. Из платины даже чеканили монеты высоких номиналов. В настоящее время это металл, необходимый в электротехнике, в химической промышленности для изготовления посуды, не подверженной окислению. Применяют платину в автомобилестроении для нейтрализации выхлопных газов, в приборостроении – там, где нужны детали, соприкасающиеся с агрессивными средами. Мировая добыча этого металла измеряется всего первыми сотнями тонн в год, что в настоящее время не покрывает потребности производства. Вместе с платиной (в том числе и в россыпных месторождениях) встречаются другие металлы платиновой группы, например, иридий, который ценится еще более нежели сама платина.

Олово. В современных условиях оно в значительных количествах добывается из россыпных месторождений. Добыча олова составляет 100-150 тыс.т в год, что также не полностью покрывает потребности производства. В отличие от золота и платины олово – не самородный металл и его добывают

(в том числе и из россыпных месторождений) в виде «оловянного камня» - оловосодержащего минерала касситерита. Олово – один из немногих металлов, известных человеку с древнейших времен. Из сплава олова и меди человек получал бронзу, необходимую ему для изготовления оружия и орудий труда. Сегодня олово применяют для изготовления типографских и подшипниковых сплавов, в химической промышленности, но главное его применение – лужение жести для консервного производства. Именно это употребление олова и сделало его стратегическим металлом, пользующимся спросом во всем мире.

Алмазы. В настоящее время не россыпные месторождения, а кимберлитовые трубки дают основное количество драгоценного камня, мировая добыча которого измеряется примерно 30 млн. каратов в год. Однако запасы алмазов в россыпных месторождениях весьма значительны, поэтому за их счет добыча может быть в любое время существенно увеличена.

Когда говорят об алмазах, то прежде всего имеют в виду драгоценные камни, хотя для промышленности важны технические алмазы. Они идут для изготовления фильер для волочения металлов, на армировку режущего, сверлящего, шлифовального инструментов. Применение для этих целей алмазов произвело настоящую революцию в обрабатывающих отраслях промышленности, многократно повысив производительность труда.

Спрос на технические алмазы постоянно высок, и это обстоятельство заставляет многие промышленно развитые страны заниматься изготовлением искусственных алмазов. В последние годы выпуск искусственных камней по объему уже соизмерим с добычей, однако и это не всегда покрывает потребность промышленности.

Янтарь. Минерал органического происхождения, известный человеку очень давно. В настоящее время он добывается только из россыпных месторождений, причем основная добыча сосредоточена в Калининградской области (Приморское месторождение). Янтарь широко используется для производства красивых и недорогих украшений, ювелирных изделий. Однако сегодня

этим не исчерпывается его применение. Янтарь используют в лакокрасочной промышленности, для изготовления некоторых медицинских препаратов.

Редкие, редкоземельные элементы. Использовать эти элементы человек научился сравнительно недавно, однако они быстро стали для него совершенно необходимыми. Добавки этих элементов в сплавы обычных металлов придают им совершенно новые свойства – крепость, стойкость по отношению к внешним воздействиям, легко- или тугоплавкость и т.д. Поэтому разработка россыпных месторождений, в которых концентрируются обычно комплексы таких элементов, во всем мире продолжает довольно бурно развиваться. Разрабатывают месторождения ильменитовых, монацитовых, лопаритовых и других песков. При этом следует отметить, что очень часто это залежи обычного морского или речного песка, что дает возможность применять высокопроизводительную технику, поточную технологию и за этот счет добиваться высоких технико-экономических показателей. Можно считать, что по своему значению разработка подобных россыпных месторождений в настоящее время выходит на первое место.

В горнодобывающей промышленности различают три способа разработки месторождений полезных ископаемых: *открытый*, при котором забой расположен на поверхности земли; *подземный*, когда забои расположены под землей; *подводный*, если забои находятся под слоем воды.

Все эти способы нашли достаточно широкое применение при разработке россыпных месторождений. Наибольшее распространение, как и в других областях горного дела, имеет открытый способ, которым добывают до 75-80 % полезных ископаемых. На втором месте в настоящее время находится подводный (дражный) способ (15-20 %). Наименьший удельный вес имеет подземный способ (10-15 %). Но в перспективе значение подземного способа возрастает.

При подводной разработке забои могут находиться не только под слоем воды, но и под слоем покрывающих пустых пород, в связи с чем возможна, например, *подземная разработка подводных месторождений*. Однако при

разработке россыпей такие случаи пока не встречаются, хотя в перспективе вполне возможны.

Внутри каждого из способов разработки различают способы производства работ, которые чаще всего характеризуются применяемым комплексом механизмов (открытые и подводные работы) или вскрывающими выработками (подземные). Общая примерная структура разработки россыпных месторождений приведена на рисунке 3.4.

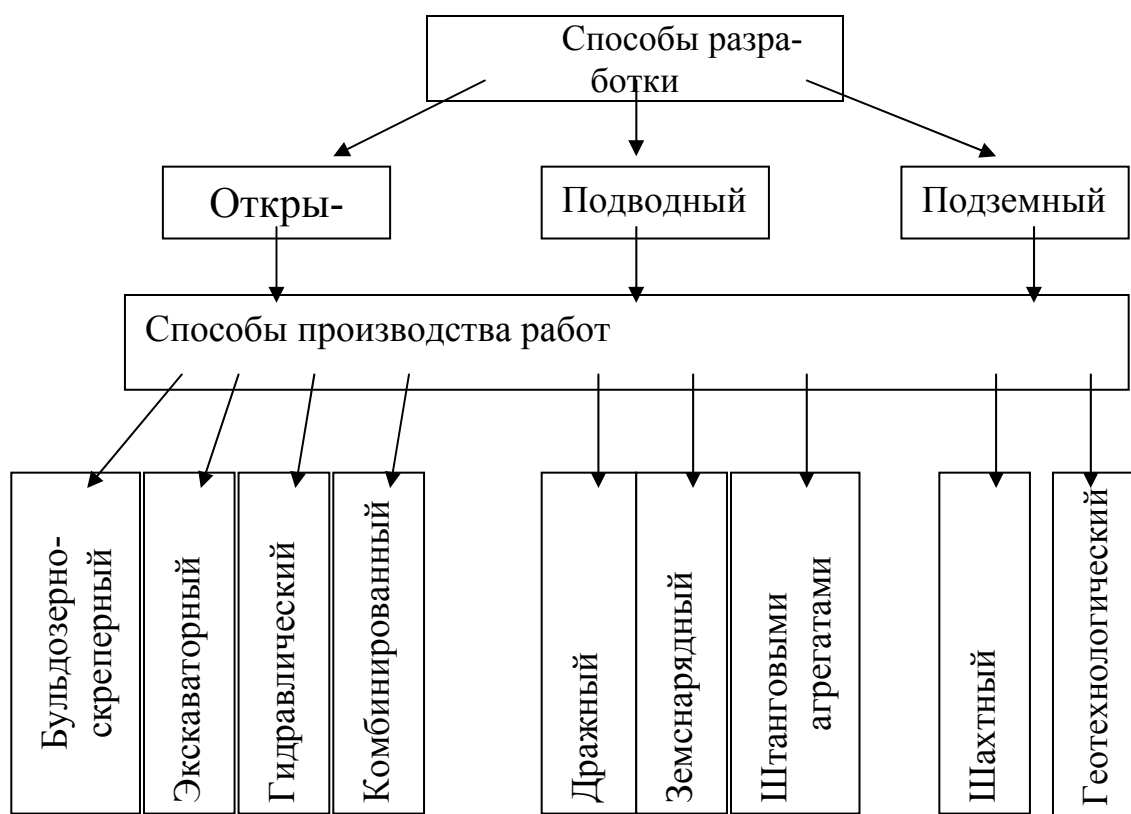


Рисунок 3.4 – Способы разработки россыпных месторождений (общая примерная структура)

Области применения различных способов разработки и способов производства работ определяются условиями залегания россыпных месторождений, характеристикой слагающих их пород, возможностями и фактическим наличием технических средств. Иногда при этом играют роль традиции, сложившиеся на том или ином предприятии, навыки работы, наличие квалифицированных

кадров. При всех обстоятельствах все это должно учитываться, но решающими должны быть техническая возможность, безопасность работ, экономическая эффективность и экологическая безопасность.

При этом в различных условиях любой из указанных факторов может стать решающим. Во многих случаях на первое место ставится экологическая безопасность горных работ.

В технической литературе по разработке россыпных месторождений часто выделяют четыре способа разработки – *открытый, подземный, дражный, гидравлический*. Такое разделение вызвано тем, что и дражный, и гидравлический способы в свое время были созданы специально для разработки россыпей; это и закрепилось в указанном распределении. Представляется, что в настоящее время более целесообразно распределение, указанное выше, поскольку оно наиболее соответствует понятиям установившимся в горном деле.

Основными условиями, которые определяют сегодня область применения каждого из указанных способов, являются прежде всего глубина залегания россыпи и запасы месторождения. Глубина залегания определяет возможность использования различных горных машин и комплексов; размеры (а следовательно и запасы) месторождения определяют необходимость и целесообразность капитальных вложений в организацию разработки. По своей капиталоемкости все способы разработки россыпных месторождений весьма различны. Самыми капиталоемкими являются те способы или их разновидности, при которых используют наиболее мощные технические средства. Это дражная разработка. Открытая разработка с применением мощных шагающих и многочерпаковых экскавато-

ров. Наименее капиталоемкими являются бульдозерная и гидравлическая разработки. Существенное значение для выбора способа имеет состояние горных пород – талое или мерзлое. Так, мерзлое наиболее благоприятно для подземной разработки или для открытой с применением бульдозеров. Использование остальных способов мерзлое состояние пород затрудняет, поскольку при этом возникает необходимость в разупрочнении мерзлого массива перед его разработкой. Для всех способов (кроме подземного) талое состояние горных пород наиболее благоприятное. В значительной степени на выбор способа влияют также рельеф и характер поверхности, поскольку они могут затруднить, а то и сделать невозможным применение различных комплексов машин, укладку пустых пород и песков в отвалы, возможность организации промывки в непосредственной близости к месту добычи. Поэтому в каждом отдельном случае выбор способа разработки представляет собой достаточно сложную задачу, при решении которой необходимо учитывать все перечисленные и ряд дополнительных факторов. Таким, например, является сохранность земной поверхности. Любой из способов разработки неизбежно связан с нарушением естественного состояния поверхности земли, однако наибольшие нарушения влечет за собой открытая разработка. В то же время наиболее дорогой и наименее производительный подземный способ разработки связан с минимальными нарушениями поверхности. Гидравлическая разработка требует очень больших количеств воды, обеспечить которые не всегда представляется возможным. Кроме того, при гидравлической разработке огромное значение приобретает очистка сточных вод, что также является довольно сложной технической задачей.

Открытая разработка. Глубина залегания россыпи – в пределах 25-30 м, в отдельных случаях 80-100 м. Талое состояние пород или значительные

включения безводных таликов (сушенцов) в мерзлых породах. Породы с небольшим количеством глин и валунов, хорошо отдающие воду (легкоосушаемые). Значительные размеры месторождений в плане, их залегание в широкой долине или на пологих террасах. Мощность пласта песков не менее 1 м. Для гидравлической разработки необходим достаточно надежный источник водоснабжения, с ее применением возможна разработка россыпей, залегающих в долинах небольших речек и ключей, где обычная открытая разработка затруднена.

Подводная разработка. Обводненные россыпи, имеющие значительные размеры и запасы песков, обеспечивающие окупаемость сложных и дорогих плавучих агрегатов – драг и различных земснарядов. Глубина залегания россыпи для средних драг, работающих на континенте, - 12-15 м, для драг глубокого черпания – 40-50 м. При разработке морских месторождений глубина залегания россыпи от 40-50 м до 4-5 тыс.м. Талое состояние пород. Распределение полезного ископаемого по всей мощности россыпи без его локализации в пласте песков. Ровный, без больших западений и пустот плотик.

Подземная разработка. Значительная глубина залегания россыпи и мерзлое состояние горных пород. Отсутствие прослоев и линз льда в покрывающих породах и их значительная устойчивость. Правила технической эксплуатации допускают применение подземной разработки многолетнемерзлых россыпей, начиная с глубины 8 м. Однако экономически целесообразная глубина при этом способе не менее 25-30 м. Удобен для подземной разработки четко выраженный пласт песков мощностью до 3 м. Небольшие размеры россыпи при различной глубине залегания, особенно в тех случаях, когда крутые склоны затрудняют открытую разработку.

Подземная разработка россыпных месторождений кремня производилась людьми каменного века, которым необходимы были кремни для изготовления оружия и орудий труда. После того как были выбраны все пригодные кремни на поверхности, человек был вынужден углубиться в каменные наносы – россыпи. Разработка производилась весьма примитивно: из неглу-

бокой вертикальной выработки – шурфа во все стороны беспорядочно подрывали породу, выбирая из нее подходящие камни, до тех пор, пока не начиналось обрушение. После этого проходили новый шурф, и все начиналось снова. Примерно так же разрабатывали россыпи на глубинах до 8-10 м, используя опыт первобытного человека. Когда золотоискатели столкнулись с многолетнемерзлыми породами, такая разработка сделалась невозможной. Мерзлые породы представляли собой монолит, который примитивными средствами, имеющимися в то время у горняков, разработать было нельзя. Поэтому пришлось прибегнуть к оттайке, которая дополнила разработку шурфами. Сперва это были обычные костры – пожоги, которые на ночь разводили в забое шурфа, а днем, после проветривания забоя, вынимали оттаявшую породу. Иногда применяли бутовую оттайку (бут – нагретый камень). Нагретые на кострах крупные камни спускали в забой и укладывали возле него. Буровзрывная отбойка при разработке россыпных месторождений впервые была применена в Америке в самом начале XX века.

В нашей стране подземным способом начали разрабатывать талые россыпи в Бодайбинском районе в 1870 г. В 30-е годы XX в. началась подземная разработка мерзлых россыпей. Сперва на Алдане, затем в очень больших объемах – на Колыме. На Алдане для отбойки песков применяли паровую оттайку. На Колыме с самого начала применили буровзрывную отбойку. Здесь впервые подземная разработка началась в 1935 г. на прииске «Штурмовой», а с 1938 г. она получила широкое применение на многих предприятиях. Был не только использован опыт работы горняков Севера Америки, но и созданы новые технологические схемы. До 50-х годов XX в. подземная разработка талых и мерзлых россыпей в нашей стране имела широкое применение. Но в дальнейшем ее объемы начали постоянно сокращаться, главным образом из-за быстрого развития техники открытой разработки. Практически прекратилась разработка талых россыпей, а разработка мерзлых сохранилась лишь на некоторых предприятиях. Однако в последние годы стала очевидной необходимость снова расширить область применения подземной разработки.

Подземная разработка россыпей во многих случаях связана с большими трудностями, чем, например, подземная разработка рудных месторождений. Это объясняется небольшой мощностью пласта песков 0,5-3 м при горизонтальном его залегании. Поэтому шахтные поля имеют небольшие размеры, срок существования шахт невелик и в связи с этим практически невозможно обеспечить такую же степень комфортности как на крупных рудниках.

Подземным способом в настоящее время разрабатываются многолетнемерзлые россыпи и реже – талые. До сих пор велико значение ручного труда, так как отсутствуют условия для применения высокопроизводительных механизмов. При разработке талых россыпей затрачивается огромное количество труда и средств на их осушение и крепление горных выработок (Бодайбинский и Алданский районы). Поэтому, если есть возможность, отдается предпочтение открытому способу разработки талых россыпей.

В таблице 3.1 показаны общие характеристики россыпных месторождений, разрабатываемых подземным способом в различных районах нашей страны.

Глубина подземных работ достигает 100-150 м и будет возрастать. С увеличением глубины разработки температура пород будет положительная, что осложнит условия разработки.

Область применения подземных работ определена «Правилами технической эксплуатации». При предварительном выборе способа разработки можно пользоваться таблицей 3.2.

Но даже и там, где в целом условия для подземной разработки достаточно благоприятны (например, в континентальной части Северо-Востока нашей страны), отдельные участки и целые районы могут оказаться для нее совершенно неблагоприятными. Наличие таких участков можно в известной степени предвидеть, располагая достаточно полными геологоразведочными данными и правильно оценив расположение самой россыпи.

Таблица 3.1 – Обобщенные сведения о характеристиках россыпных месторождений, разрабатываемых подземным способом (по В.А. Шерстову)

Район работ	Глубина разработки, м	Категория устойчивости пород	Высота выемки, м	Температура пород на горизонте пласта, град.
Центральная Колыма	20-40	Высокоустойчивые и устойчивые	1,7-2	-6-10
	60-120		1,7-2	-4-6
	180-200	Устойчивые и среднеустойчивые	2-2,2	-1,5-3
Заполярье	20-40	Устойчивые и среднеустойчивые	1,7-4	-6-8
Якутия	60-120	Высокоустойчивые	1,7-2	-4,5-6
Чукотка	20-40	Высокоустойчивые и устойчивые	1,7-4	-3-8
	60-120		1,8-2,6	-2-3
	15-40	Среднеустойчивые	1,8-2	-2,5-3,5
Восточная Сибирь	1,7-1,9	Неустойчивые	1,7-1,9	-0,5-2,5

В целом следует соблюдать следующие условия:

1. Особенно внимательно изучать участки месторождения, расположенные близко к русловой части крупных рек или в их пойме. Здесь очень часто могут существовать таликовые зоны, которые не только опасны сами по себе, но неизбежно вызывают повышение температуры мерзлых пород в прилегающих к ним участках россыпи. Когда мерзлые породы сложены хорошо фильтрующими галечниками, то вполне возможно наличие сушенцов, которые хотя почти не содержат воды, но являются сыпучими породами и способны не просто осложнить подземную разработку, но даже сделать ее вообще непригодной.

Таблица 3.2 – Условия для предварительного выбора способа разработки

Условия, исключающие подземную разработку	Условия, ограничивающие подземную разработку	Условия, благоприятные для подземной разработки
I группа	II группа	III группа
Глубина залегания менее 5 м Россыпь - талая	Глубина залегания – 5-8 м. Температура мерзлых пород выше – 2 ⁰ С	Глубина залегания 15-20 м и более. Устойчивость пород кровли допускает большие обнажения
Россыпь сложена сушецовыми образованиями; мощные прослои сушецов	Прослои талых и сушецовых образований	Пласт песков четко выражен и нет раздувов
Наличие водоема, водотока (особенно при наличии талых участков)	Устойчивость кровли не допускает значительных обнажений	Суровый климат затрудняет зимой открытые работы
Ценный компонент распределен по всей толще рыхлых отложений (пласт песков отсутствует)	Мощность пласта песков 4 м	Размеры россыпи позволяют свободно выбирать размеры шахтных полей
-	Наличие раздувов и пережимов пласта	Пласт залегает в крепких коренных породах
-	Плотик неровный (сбросы, подъемы)	Необходимость сохранения поверхности

2. Учитывать возможную сложность подземной разработки каменистых (валунистых) россыпей. Сложность состоит не в том, что затрудняется производство буровых работ из-за высокой твердости валунов. Главная опасность – в склонности таких валунов к вывалам из кровли, т.е. в ослаблении устойчивости.

3. Очень осторожно производить подземные работы непосредственно под руслами рек и под озерами, даже при очень глубоком залегании пласта. Следует помнить, что термокарстовых озер на северо-востоке, особенно в тундровых районах, достаточно много. Существуют рекомендации по безопасной глубине разработки мерзлых россыпей в разных географических районах под руслами и озерами. Так, для Яно-Индигирской низменности под

озерами при глубине талой зоны в пределах 9 м безопасная глубина горных работ составляет 30-35 м. Под реками (в этом же районе) с глубиной талика до 7 м безопасная глубина равна 30 м. Для Нижнеанадырской тундры, где глубина таликов под озерами может достигать 25-30 м, безопасная глубина составляет 50-60 м.

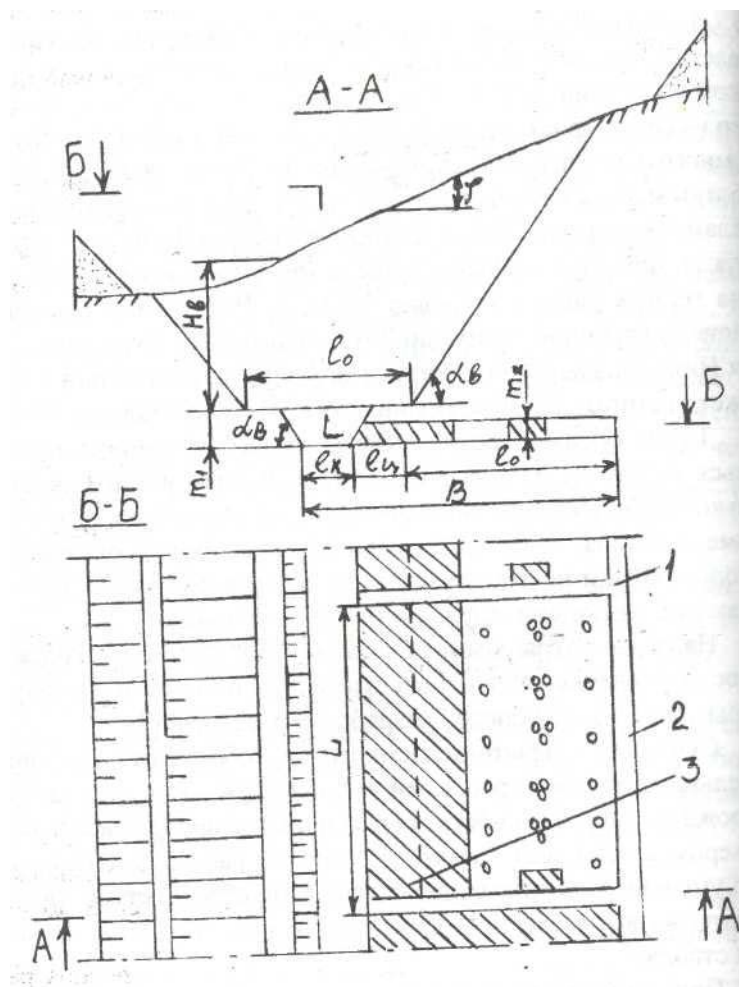
Таким образом, если открытая разработка может производиться практически почти в любых условиях и ограничивается только глубиной залегания россыпи, то подземная разработка, кроме глубины, имеет ряд весьма существенных ограничений, которые, если и не исключают возможность подземных работ, то делают их сложными, трудоемкими и опасными.

Наряду с открытым и подземным способами все более широкое применение как в нашей стране, так и за рубежом получает открыто-подземный способ разработки россыпей [39].

Сущность открыто-подземного способа разработки применительно к условиям россыпей заключается в том, что часть месторождения, где мощность торфов наименьшая, разрабатывается карьером, а оставшаяся часть подземными работами, в результате чего уменьшается коэффициент вскрыши, объем переэкскавации, затраты на вскрытие месторождения и подъем песков по шахтным стволам.

Принципиальная схема открыто-подземного способа разработки россыпи показана на рисунке 3.5.

В первую очередь отрабатывается карьер шириной ℓ_k , из выработанного пространства карьера через 50-60 м проходятся штольни или наклонные стволы 1, затем по контуру россыпи разрезной штрек 2; подземные очистные работы ведутся от границы промышленного контура к карьере с оставлением временного целика 3 шириной 10-15 м. После полной отработки подземных песков и выхода из шахты людей, целики частично дорабатываются



1 – штольня; 2 – разрезной штрек; 3 – временный целик; H_b – мощность торфов; α_b – угол откоса вскрышного уступа; φ – поперечный уклон долины; l_o – ширина поперечного сечения вскрышных работ; B – ширина россыпи; m_1 , m_2 – мощность пласта песков, обрабатываемых соответственно открытым и подземным способом

Рисунок 3.5 – Принципиальная схема открыто-подземного способа разработки россыпей

из карьера. Для этого предлагается использовать проходческие комбайны с дистанционным управлением или (при отсутствии валунов) буро-шнековые машины.

Технико-экономическая оценка различных способов разработки производится по нескольким показателям: *производительности труда, полноте извлечения из недр полезного ископаемого, себестоимости горных работ, прибыли и приведенным затратам*. Признано, что наиболее правильно устанавливать эти показатели применительно к конечному результату работы –

добываемому количеству полезного ископаемого. Однако такой измеритель, хотя и является главным в хозрасчетной деятельности самого предприятия, не может дать объективную картину для сравнения работы различных предприятий (объектов) или для сравнительной характеристики способов разработки. Для этих целей все указанные показатели лучше относить к 1 м³ добытых песков или промываемой горной массы.

В таблице 3.3 приведены примерные сравнительные значения производительности труда при применении различных способов разработки.

Как видно из таблицы, наименее производительной является подземная разработка. Однако, как уже указывалось, в связи с экологическими требованиями, именно этот способ представляется сегодня достаточно перспективным, тем более, что постоянно возрастает и глубина разрабатываемых россыпных месторождений.

Средние и максимальные глубины, при которых в настоящее время применяют различные способы разработки, указаны в таблице 3.4.

3.3 Способы вскрытия и подготовки шахтных полей при подземной разработке россыпей

Вскрытием принято называть создание транспортного доступа с поверхности земли к разрабатываемому месторождению. Значение вскрытия при любых способах разработки возрастает с увеличением глубины залегания россыпи. При разработке россыпных месторождений глубины, как правило, не очень велики.

Таблица 3.3 – Уровень производительности труда при различных способах разработки

Вид работ	Производительность труда, м ³ /чел.-смену	
	по талым породам	по мерзлым породам
<i>Открытые работы</i>		
Бульдозерная разработка	400-500	250-400
Экскаваторная бестранспортная:		
ЭШ 6/45	600-700	300-500
ЭШ 10/70	1100-1400	900-1000
Экскаваторная транспортная – ЭКГ-4,6 + БелАЗы	250-300	200-250
<i>Подводная разработка</i>		
Дражная разработка с гидрооттайкой	200-250	-
То же, без гидрооттайки	250-300	-
<i>Подземные работы</i>	-	8-15
<i>Разработка-промывка песков</i>		
На открытых работах	90-140	-
На разработке отвалов песков подземной добычи	120-150	-

Таблица 3.4 – Интервалы глубин залегания, в пределах которых применяют различные способы разработки

Способ разработки	Глубина залегания россыпи, м		
	минимальная	средняя	максимальная
<i>Открытый</i>	0	8-15	80-100
<i>Подводный</i>			
Континентальных россыпей	2-4	5-12	40-50
Морских россыпей	-	50-60*	4000-5000
<i>Подземный</i>	8**	25-30	200-250
* - Для шельфовых россыпей.			
** - Минимально допустимая для разработки мерзлых россыпей.			

Особенность разработки россыпей заключается в том, что существование шахты рассчитано на небольшой срок (1-2 года) при отработке многолетнемерзлых залежей. В связи с этим вскрываю-

щие выработки проходятся и оборудуются за счет эксплуатационных затрат в отличие от разработки рудных и пластовых месторождений с длительным сроком эксплуатации (вскрывающие выработки являются капитальными). При разработке талых россыпей значительных размеров при длительной эксплуатации шахт вскрывающие выработки могут быть капитальными.

При подземной разработке способы вскрытия практически не отличаются от тех, которые применяют при разработке рудных и пластовых месторождений. Существуют четыре способа вскрытия [36], различающиеся по типу вскрывающей выработки. Применяемые при разработке россыпных месторождений способы вскрытия приведены в таблице 3.5 и на рисунке 3.6.

Как видно из таблицы 3.5 возможен вариант вскрытия открытой траншеей. Такая разработка является комбинированной – открыто-подземной. Она применялась довольно широко в начальный период разработки многолетнемерзлых россыпных месторождений и может возникнуть необходимость снова вернуться к такому способу в связи с требованиями максимальной экологической чистоты работ.

Для выбора оптимального способа вскрытия необходимо выполнить технико-экономические расчеты.

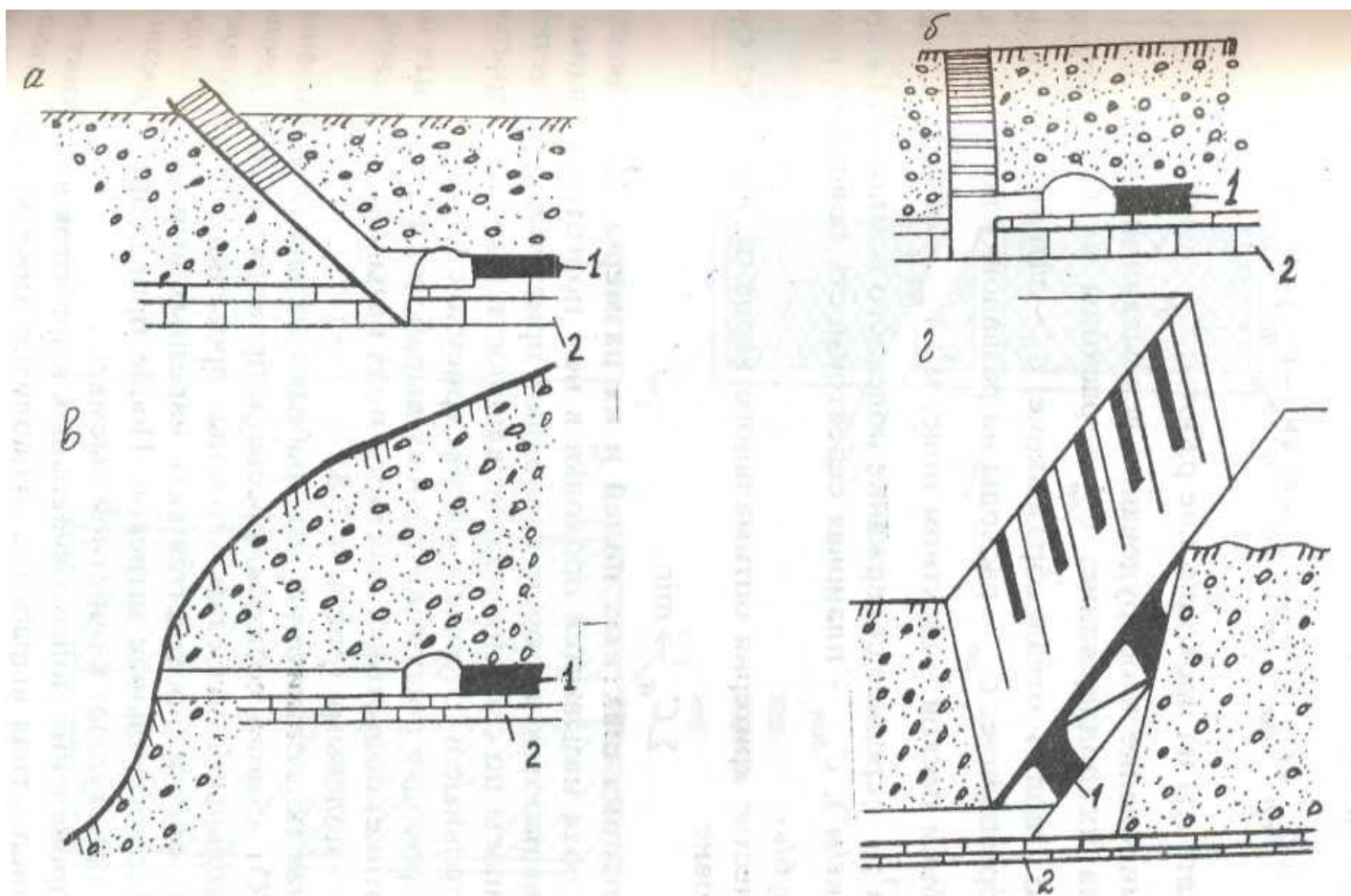
Удельные затраты, характеризующие экономичность способа вскрытия, определяются по формуле [36]

$$q_{вск} = \frac{Q_{п.в} + Q_{с.к}}{V_{доб}} + q_{п.с}, \quad (3.1)$$

где $q_{вск}$ - удельные затраты на вскрытие, руб/м³; $Q_{п.в}$ - затраты на проходку, крепление и оборудование вскрывающей выработки, руб; $Q_{с.к}$ - затраты на строительство копра, околошахтных сооружений, осушительные работы на поверхности, доставку и монтаж механизмов на поверхности, руб; $V_{доб}$ - объем добычи песков по шахтному полю, м³; $q_{п.с}$ - затраты на подъем и складирование песков, руб/м³.

Таблица 3.5 – Способы вскрытия россыпей в зависимости от типа вскрывающей выработки

Способ вскрытия	Расположение вскрывающих выработок	Область применения
Наклонным стволом	В шахтном поле. На границе или за пределами шахтного поля	Россыпи всех типов, преимущественно мерзлые с глубиной залегания до 150 м и более
Вертикальным стволом	В шахтном поле. На границе или за пределами шахтного поля	Преимущественно талые россыпи всех типов, залегающие на любой глубине и мерзлые россыпи с зонами таликов и сушнецов
Штольной	Вдоль и поперек россыпи или тальвега современной долины (долинные россыпи, или бортовые участки россыпей, отработанных ранее открытым способом)	Террасовые и увальные; перекрытые мощными насосами; бортовые участки россыпей с навалами торфов, основная часть которых отработана открытым способом
Открытой траншеей	Вдоль тальвега современной долины	Талые долинные и русловые россыпи, сильнообводненные, с крутым падением плотика при большом уклоне долины, неглубокие, узкие.



1 – наклонный ствол; 2 – вертикальный ствол; 3 – квершлаг; 4 – пласт; 5 - штольня

Рисунок 3.6 – Схемы вскрытия россыпи: а – наклонным стволом; б – вертикальной шахтой; в – штольней; г – открытой траншеей

в – штоль-

Суммарные затраты (руб), зависящие от способа вскрытия, по каждому варианту определяются по выражению [40]

$$\sum C_v = C_{np} + C_{ов} + C_{он} + C_{ро} + C_{п}(V_{п} - V_{пц}) + V_{пц} \cdot c \cdot C_{дон},$$

где C_{np} - затраты на проходческие работы; $C_{ов}$ - затраты на крепление, армирование и оборудование вскрывающих выработок и расходы на их поддержание; $C_{он}$ - расходы на оборудование подъема по стволу и отвалообразование; $C_{п}$ - затраты на подъем и отвалообразование; $C_{ро}$ - расходы на развалку песков в отвале; $V_{п}$ - объем песков в шахтном поле, м³; $V_{пц}$ - объем песков в целиках, м³; c - среднее содержание полезного компонента в песках, г/м³ (кг/м³); $C_{дон}$ - плановая себестоимость полезного ископаемого, руб/кг.

В качестве критерия оптимального варианта вскрытия считается условие

$$\sum C_v \rightarrow \min.$$

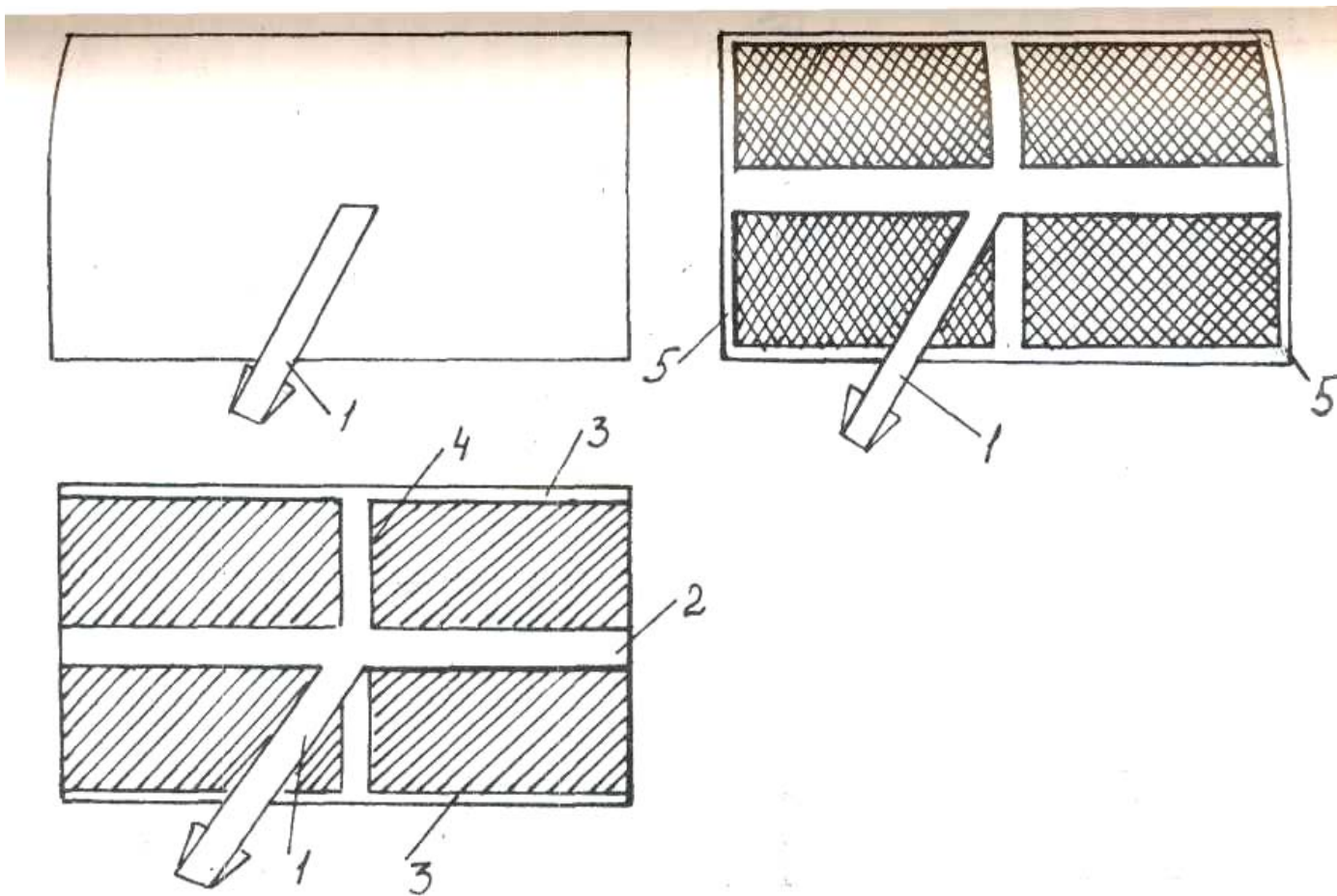
Подготовка шахтных полей и их размеры. *Подготовкой шахтного поля* называется проходка в нем подготовительных и нарезных выработок, которые позволяют приступить к очистной выемке. Запасы по степени подготовленности бывают вскрытые, подготовительные и готовые к выемке (рисунок 3.7).

При проходке подготовительных выработок в коренных породах (плотике) подготовка шахтного поля называется полевой, а выработки – полевыми (рисунок 3.8).

Главная подготовительная выработка называется основным штреком. От ствола поперек россыпи проходятся поперечные подготовительные выработки – главные просечки. Из подготовительных выработок проходится сеть

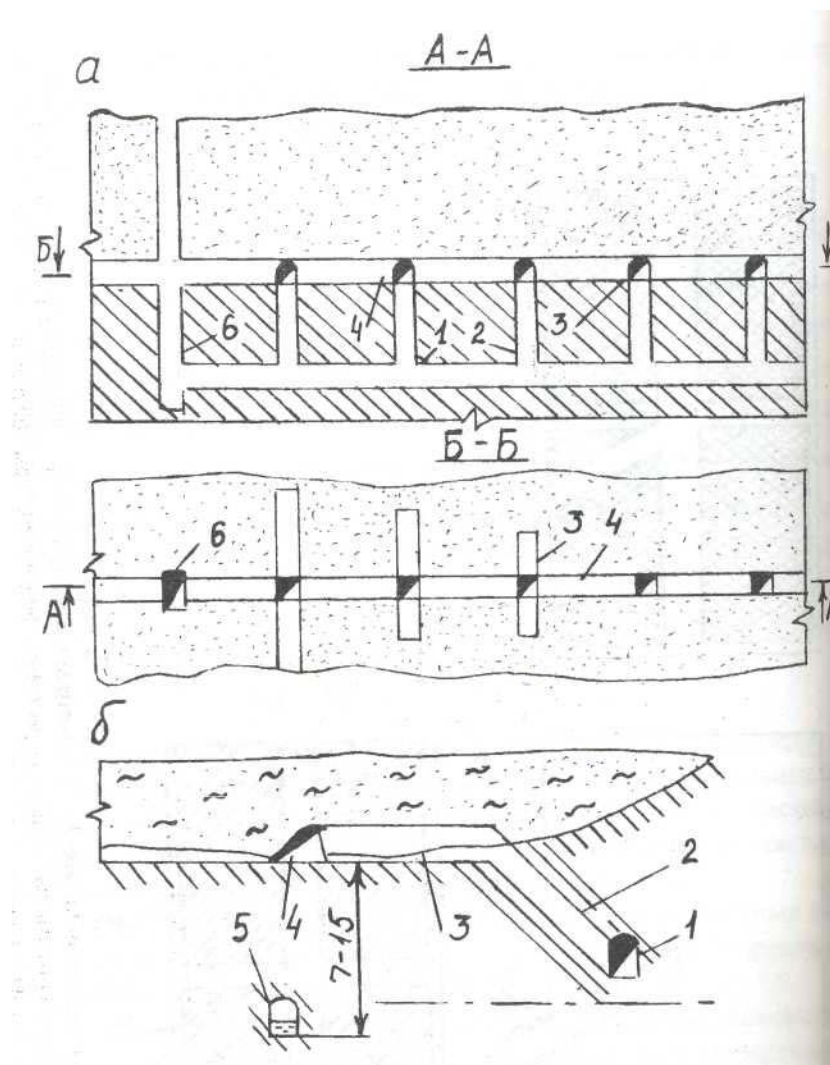
нарезных выработок – просечек и вспомогательных штреков. После проведения нарезных выработок приступают к очистной выемке.

При проведении подготовительных выработок в плотике основная транспортная выработка проводится ниже уровня россыпи на 6-12 м, но несколько выше и в стороне от дренажной выработки (вассерштрека).



1 – наклонный ствол; 2 – транспортный штрек; 3 – вентиляционный штрек; 4 – поперечный штрек; 5 - рассечки

Рисунок 3.7 – Степень подготовленности запасов к выемке при подземной разработке: а – вскрытые запасы; б – подготовленные запасы; в – готовые к выемке запасы



1 – продольный штрек; 2 – восстающий; 3 – просечки; 4 – вспомогательный продольный штрек; 5 – осушающая выработка; 6 – вертикальный ствол

Рисунок 3.8 – Подготовка сильнообводненных талых россыпей в породах плотика: а – продольный разрез россыпи; б – поперечный разрез россыпи

Терминология подземной разработки россыпей несколько отличается от общепринятой терминологии подземных работ.

Передовой штрек – штрек, пройденный по россыпи с опережением по отношению к подготовительным выработкам и предназначенный для дренажа (сбора воды).

Водосливная выработка – штольня или вертикальная шахта, через которую вода из шахты самотеком сливается на поверхность.

Забивная крепь (нали) – прямоугольные брусья, которые забиваются вплотную друг к другу под кровлю выработки и под прикрытием которых устанавливаются верхняки крепежных рам.

Каменная укладка – искусственные целики прямоугольной формы из камня.

При разработке талых россыпей нет строго установленных названий горизонтальных выработок. Чаще выработки, пройденные по простиранию россыпи, называют штреками, а пройденные поперек – просечками (иногда выполняющими роль только нарезных выработок).

При разработке мерзлых россыпей термины заимствованы из практики разработки пластовых месторождений, но есть и местные термины. Как правило, все горизонтальные подготовительные выработки (независимо от ориентации относительно россыпи) называются *штреками*. Штреки разделяются по их назначению (вентиляционный, транспортный, сборный) или по расположению относительно участков шахтного поля (панельный, блоковый). Проходка вскрывающих выработок, а также подготовительных и нарезных называется *подземными горноподготовительными работами*.

Характеристика подготовительных выработок. Названия подготовительных выработок зависят от их назначения – транспортные, вентиляционные, оконтуривающие штреки, и от места расположения в шахтном поле – блоковые, панельные, параллельные штреки. Иногда, при значительных размерах шахтного поля выделяют главные транспортные (они же сборные) штреки, на которые поступает отбитая горная масса из всех панелей (блоков) одного крыла.

Поперечные размеры подготовительных выработок зависят от их назначения и устойчивости пород. Минимальная высота главных выработок определяется удобством прохода людей (не менее 1,8-2 м в свету крепи). Вспомогательные штреки могут иметь высоту не менее 1,5 м (таблица 3.6).

На рисунке 3.9 показаны типовые сечения штреков. При разработке многолетнемерзлых россыпей, если позволяет устойчивость пород, штреки и

рассечки вообще не крепят. В талых неустойчивых породах производят сплошное крепление крепежными рамами из дерева, иногда усиливая их специальными подхватами. Нарезные выработки проводят минимально необходимых размеров. Их ширина обычно не превышает 3-3,25 м, а высота определяется высотой выемки пласта. Однако, когда эта высота менее 1,5 м, приходится увеличивать высоту рассечек до этой величины.

Практически все подготовительные и нарезные выработки проводят по пласту песков (по пескам). Поэтому в обычных случаях полевых выработок не бывает. Однако они вполне возможны при разработке талых россыпей, при разработке многолетнемерзлых россыпей со сложными условиями залегания.

В последние годы постоянно усложняются условия разработки россыпных месторождений, разведываются россыпи с весьма значительной мощностью пласта песков. Для обычных аллювиальных россыпей в среднем эта мощность составляет не более 1 м, только в отдельных случаях она достигает 3-4 м. Но уже известны россыпные месторождения, в которых пласт песков достигает нескольких десятков метров. Вполне возможно появление таких россыпей и на больших глубинах.

Очистная выемка, в зависимости от устойчивости пород и условий работы, производится заходками – при разработке неустойчивых и слабоустойчивых пород, камерами – при породах средней устойчивости, лавами – при разработке пород устойчивых. Отсюда три новых понятия (рисунок 3.10).

Заходка – выработка небольшой протяженности и малой ширины. При разработке талых россыпей ширина заходки не отличается от ширины нарезных выработок. Заходка непосредственно примыкает к выработанному пространству или отделена от него целиками и собственным креплением.

Таблица 3.6 – Поперечные размеры подземных выработок

Выработка	Назначение	Размеры		
		ширина, м	высота, м	пло- щадь, м ²
Наклонный шахтный ствол	Вскрытие и выдача горной массы на поверхность в скипах	3,5-4,2	2,15-2,4	7,5-10
	Вскрытие и выдача горной массы канатным скрепером			
	Вскрытие и выдача горной массы ленточным конвейером			
	Вскрытие и выдача горной массы в автосамосвалах			
Вертикаль- ный шахт- ный ствол	Вскрытие при разработке талых россыпей (2 скипа)			
	Вскрытие при разработке мерзлых россыпей (2 скипа)			
Шурф	Вентиляция (иногда запасные выходы)			
Штрек	Транспортный при разработке талых россыпей: однопутевой	3,4-3,6	2,4-2,8	8,2-10,1
	двухпутевой	3,6	2,4	8,64
	Главный транспортный при разработке мерзлых россыпей	5	до 2	до 10
	Панельный и транспортный	3,5	1,8	6,3
	Параллельный	3,25-3,4	2,4-2,6	7,8-8,84
	Вентиляционный или оконтуривающий	3	В.в*	4,5 и более
Рассечка	Подготовка фронта для очистной добычи	3	В.в*	Минималь- ная 4,8
* Высота очистной выемки				

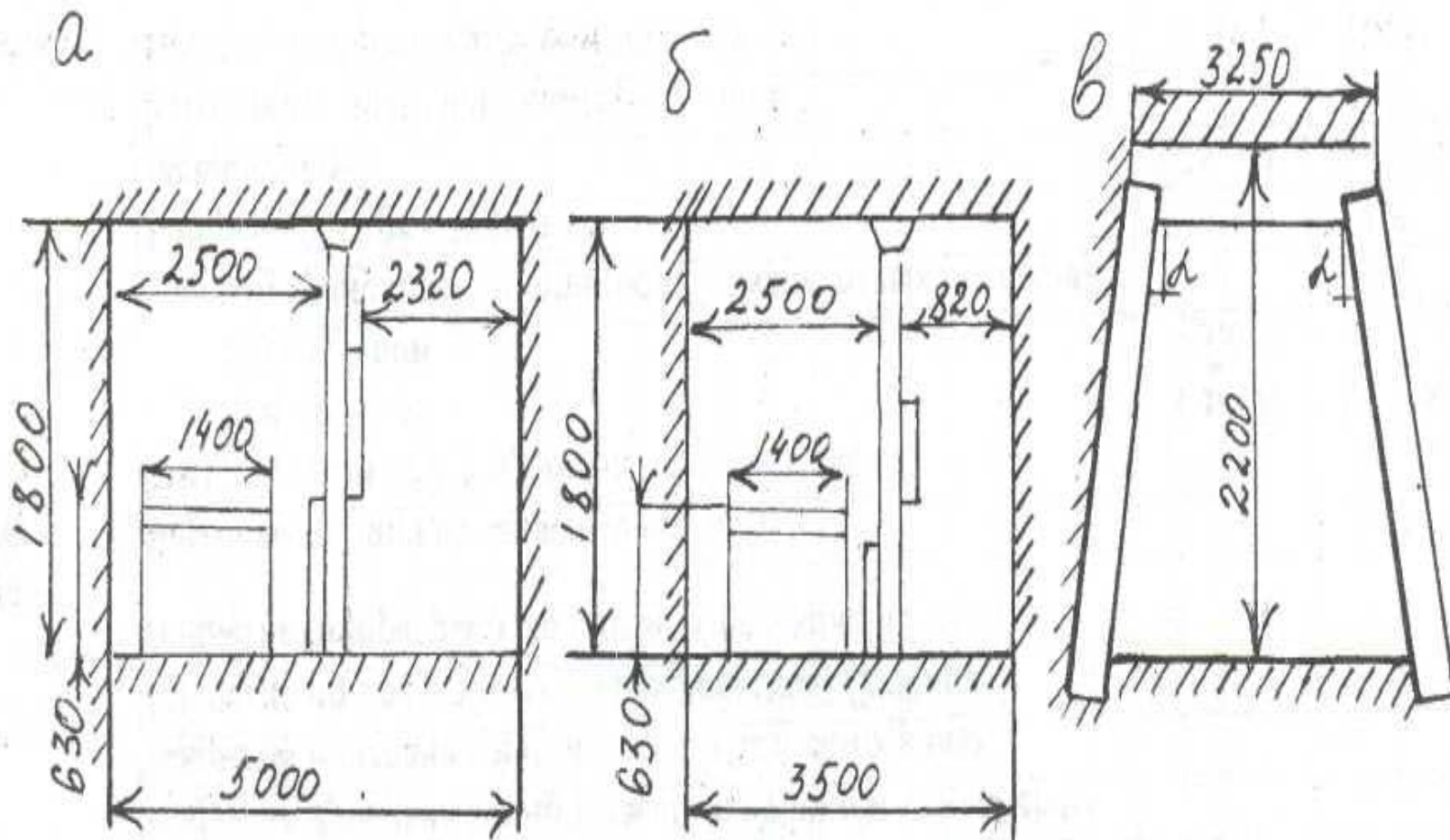
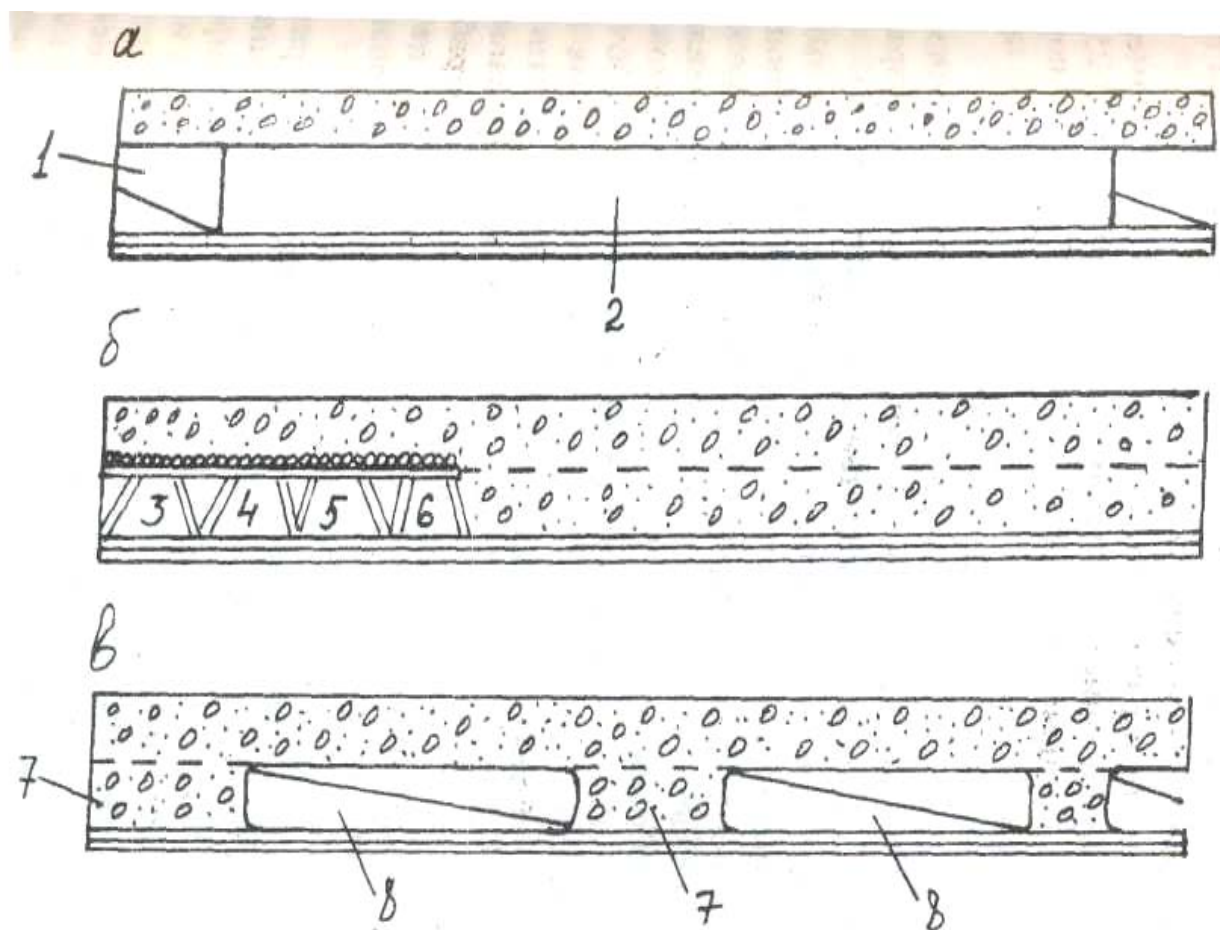


Рисунок 3.9 – Типовые поперечные сечения подготовительных выработок:

а – главного транспортного штрека в мерзлых породах; б – панельного транспортного штрека в мерзлых породах;
в – штрека в талых породах



1 – штрёк; 2 – лава; 3, 4, 5, 6 – заходки; 7 – междукaмерные целики; 8 - камеры
 Рисунок 3.10 – Типы очистных выработок: а – лава; б – заходка; в - камера

Камера – очистная выработка, ограниченная со всех сторон массивом или целиками. Она имеет значительные поперечные размеры и ограниченную длину. Существует еще понятие камеры как капитальной горной выработки, однако такие выработки при разработке россыпей почти не встречаются.

В настоящее время различают понятия «камера» и «камера-лава». В первом случае очистной забой имеет ширину до 20-25 м. Такими камерами производят выемку в менее устойчивых породах. Ширина камеры-лавы может достигать до 50-60 м. Она применяется для выемки в устойчивых породах.

Лава – очистная выработка значительной длины (обычно не менее 20-50 м), ограниченная с одной стороны массивом разрабатываемых пород, а с другой – выработанным пространством.

Из всех существующих способов разработки подземная наиболее трудоемка и наименее комфортна для работающих (это относится не только к разработке россыпных месторождений). Поэтому область ее применения ограничивается условиями, в которых разработка другими способами просто невозможна. Для сравнения укажем, что производительность труда рабочего по шахте составляет всего 8-10 м³/чел-смену, в то время как на открытых работах по карьеру она может достигать 200-300 м³/чел-смену и более. В настоящее время минимальная глубина залегания, на которой производят подземную разработку, равна 25-30 м. Однако выбор способа разработки даже на такой глубине залегания следует производить только на основании технико-экономического расчета и сравнения вариантов.

Россыпи имеют значительную длину и каждая шахта разрабатывает только часть россыпи, которая определяется границами шахтного поля. Ширина шахтного поля, соответствует ширине россыпи (за исключением широких россыпей). Длина поля в направлении падения россыпи колеблется от 60 до 1900 м. Длина шахтного поля оказывает влияние на себестоимость добычи песков.

Постоянные затраты - это стоимость вскрывающих выработок, часть затрат на подготовку шахтного поля, затраты на перевозку и установку надшахтного оборудования и сооружений.

К переменным затратам относятся годовые амортизационные отчисления шахтного оборудования и сооружений; сумма удельных затрат на поддержание выработок; стоимость откатки 1 м³ крепежного материала.

При разработке мерзлых россыпей рекомендуются следующие размеры (длина) шахтных полей (L) в зависимости от глубины залежи (H):

H, м	12	20-30	50-100
L, м	150....200	270.....400	600...1000

При разработке талых россыпей глубиной 30-40 м длина шахтных полей составляет 300-700 м.

Правильный выбор размеров шахтного поля – задача первоочередного значения при проектировании и организации подземной разработки. Во многом ее решение определяется размерами россыпи, прежде всего шириной, поскольку именно ширина, как правило, бывает ограничена, в то время как длина может быть весьма большой. Предложен ряд методов расчета наивыгоднейшей длины поля, аналитическим путем или сравнением вариантов устанавливающих длину, при которой суммарные затраты на вскрытие, проведение подготовительных и нарезных выработок, очистные работы, отвалообразование и промывку отвальных песков будут минимальными. При разработке многолетнемерзлых россыпей обязательно следует учитывать расходы на отвалообразование, разваловку отвалов и промывку отвальных песков. Все указанные затраты в той или иной степени зависят от длины поля. Установлено, что при глубине залегания россыпи в пределах 30 м не следует стремиться к большому увеличению длины поля. В этом случае затраты на проведение и оборудование вскрывающих выработок не слишком велики и гораздо большее значение будет иметь удорожание стоимости работ за счет увеличения расстояний транспортирования, возрастающей длины подготовительных вы-

работок, увеличения расходов на отвалообразование и промывку. Поэтому в пределах указанной глубины залегания наиболее выгодной является длина поля 200-600 м. При значительных (более 30 м) глубинах залегания это положение может измениться и целесообразность увеличения длины поля станет более ощутимой. Однако достаточно надежных типовых решений пока для такого случая не создано. Поэтому проектирование подобных работ должно обязательно включать технико-экономический расчет выбора размера шахтного поля.

При разработке талых россыпей всегда стремились максимально увеличить размеры поля, в связи с чем работали шахты длиной поля до 1-1,2 км. Такая тенденция объясняется тем, что расходы на проведение и поддержание вскрывающей выработки в неустойчивых породах всегда достаточно велики.

Таким образом, увеличение размеров поля, которое, казалось бы должно быть целесообразным во всех случаях, в действительности далеко не всегда выгодно.

Правильное определение размеров шахтного поля во многом предопределяет эффективность подземной выработки. В расчете основное значение имеют следующие виды затрат:

1. Затраты на вскрытие россыпи c_6 . Они включают подготовку поверхности, проведение основных и вспомогательных выработок вскрытия, выработок околоствольного двора, их крепление, монтаж и установку механизмов подъема. Эти затраты в расчете на 1 м³ добываемых песков с увеличением размеров шахтного поля сокращаются.

2. Затраты на проведение, оборудование и крепление подготовительных и нарезных выработок c_n . В целом они зависят от принятой системы разработки, но во всех случаях их величина (на 1 м³ песков) с увеличением размеров поля возрастает.

3. Себестоимость очистной выемки c_o , которая растет с увеличением размеров поля за счет увеличивающихся расстояний транспортирования песков к бункеру главного ствола.

4. Затраты на подъем и отвалообразование $c_{по}$. Эти затраты, отнесенные к 1 м^3 добываемых песков, могут учитываться в затратах на очистные работы, но могут быть и самостоятельными. Они также возрастают с увеличением размеров поля, но их значение особенно заметно при небольших его размерах.

5. Затраты на разваловку отвалов и разработку-промывку песков из отвала $c_{рп}$. До определенных размеров поля величина этих затрат (на 1 м^3 добычи) сокращается, затем медленно возрастает. Обычно это происходит после того, как объем промываемых песков превышает $25\text{-}30 \text{ тыс.м}^3$.

Оптимальной длине шахтного поля (при ширине, заданной размерами россыпи) должно соответствовать условие

$$\Sigma c = c_v + c_{п} + c_o + c_{по} + c_{рп} \rightarrow \min .$$

Выбор места заложения вскрывающих выработок. Число и место заложения вскрывающих выработок определяются прежде всего размерами и конфигурацией шахтного поля. Обычно шахтное поле имеет один подъемный ствол. Однако для очень крупных шахт возможно вскрытие двумя-тремя стволами. В этом случае дополнительные стволы являются вспомогательными и предназначены в основном для вентиляции, ускорения проведения подготовительных выработок и вспомогательных работ. Но в отдельных случаях возможно в одном поле наличие двух подъемных шахтных стволов. При этом поле остается одним, если в нем существует

единая система подготовительных выработок, и выдача песков из любого забоя может производиться через каждый из подъемных стволов.

При выборе места заложения ствола необходимо решить две задачи:

- место заложения ствола по длине шахтного поля – из условия равенности затрат на транспортирование песков из обоих крыльев шахтного поля;

- место заложения ствола по ширине поля; при этом следует сравнивать различные варианты (в пределах или за пределами шахтного поля). В равных условиях принимается вариант, обеспечивающий безопасность работ и минимальную стоимость полезного ископаемого.

Выработки вскрытия могут быть расположены в самом шахтном поле и вне его, в центре и на флангах поля (рисунок 3.11).

Каждый из этих вариантов имеет свои преимущества и недостатки. Центральное расположение ствола более удобно для проведения подготовительных выработок, организации транспортных потоков в шахте, однако при нем возникает необходимость оставления значительных околоствольных целиков, что приводит к дополнительным потерям песков. Кроме того, направление подвигания забоев на отдельных участках поля может не совпадать со слоистостью и уклонами плотика. Фланговое расположение может обеспечить наиболее благоприятные условия для транспортирования песков, для водоотлива, но не имеет указанных выше преимуществ. Поэтому, когда породы достаточно устойчивы и плотик достаточно ровный, центральное расположение ствола наиболее удобно. В неустойчивых же породах целесообразнее располагать ствол за пределами шахтного поля.

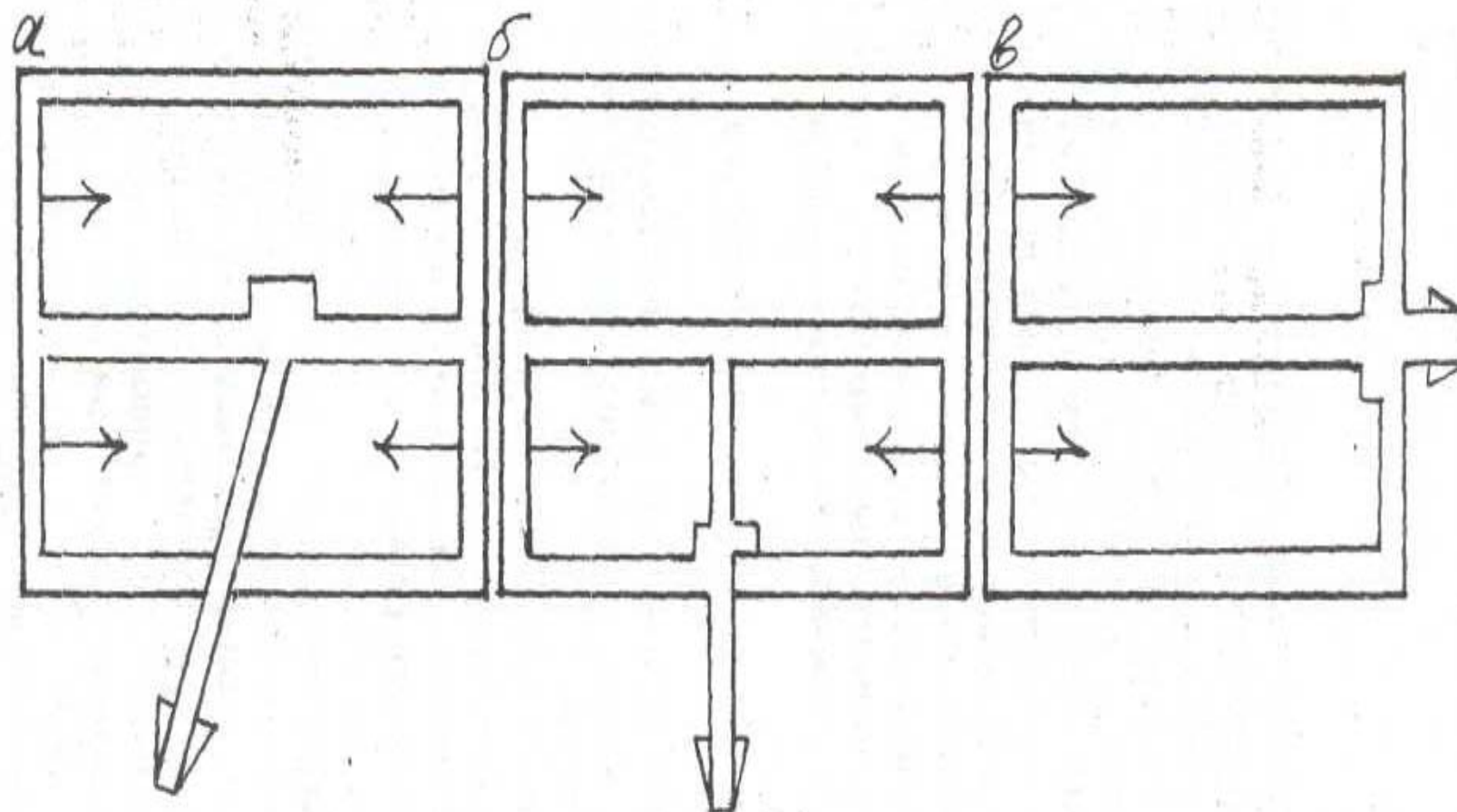


Рисунок 3.11 – Схемы расположения вскрывающих выработок: а – в центре шахтного поля; б – посередине поля на его границе; в – на фланге поля

Целесообразнее всего, когда ствол делит шахтное поле на два примерно одинаковых по запасам участка – два крыла.

Наиболее точно позволит выбрать место заложения ствола расчет, в котором будет соблюдено условие

$$L_{\text{л}} V_{\text{л}} = L_{\text{п}} V_{\text{п}},$$

где $L_{\text{л}}$ и $L_{\text{п}}$ - средние расстояния транспортирования соответственно для левого и правого крыльев (можно брать расстояние от места заложения ствола до центра тяжести каждого крыла); $V_{\text{л}}$ и $V_{\text{п}}$ - соответственно запасы песков в левом и правом крыльях.

Существенное значение при выборе места расположения ствола может иметь и рельеф поверхности. При неровной поверхности можно найти место, где длина вскрывающей выработки окажется минимальной. Однако окончательное решение может быть принято только на основе технико-экономического расчета.

Производительность шахты. Годовая производительность шахты определяется применительно к конкретным условиям залегания шахтного поля подлежащей отработке россыпи. При установлении производительности горнодобывающего предприятия учитывают запасы месторождения, возможную интенсивность его разработки, потребность народного хозяйства в данном полезном ископаемом, возможные экономические результаты эксплуатации, приемлемый срок существования предприятия.

При разработке талых россыпей годовая производительность шахты по условию интенсивности определяется по горным возможностям – числу очистных забоев и времени отработки их с учетом постоянного наличия резервных забоев (20-25 %).

Годовая добыча в залежах с горизонтальным и пологим падением определяется по выражению [41]

$$A = N \cdot n_3 \cdot P_3, \quad (3.2)$$

где A - объем добычи, м³/год;; N - количество блоков, участков, столбов, камер, лав, в которых одновременно ведется очистная выемка, шт; n_3 - количество забоев (заходок) в выемочной единице, шт.; P_3 - производительность забоя в год, м³.

Полученная производительность шахты проверяется по сроку отработки шахтного поля (сроку окончания сезона) и по возможностям имеющегося доставочного транспортного оборудования, шахтного подъема.

Определение возможной суточной производительности по фронту работы. Общий фронт работы определяется суммарной длиной лав, на которое нарезано шахтное поле, по выражению [38]

$$L_{\partial} = \frac{\ell_{\Pi} - n_{ш} \ell_{ш}}{n_{л}}, \quad (3.3)$$

где L_{∂} - действующий фронт добычных работ, м; ℓ_{Π} - длина шахтного поля, м; $n_{ш}$ - количество панельных штреков, шт; $\ell_{ш}$ - средняя ширина штрека, м; $n_{л}$ - количество лав в шахтном поле, шт.

Суточная производственная мощность шахты ($P_{ш}$, м³/сут) при разработке талых россыпей системами коротких или длинных столбов определяется по выражению [40]

$$P_{ш} = n_c \cdot n_3 \cdot \epsilon_3 \cdot m_{\epsilon} \cdot \nu \cdot T \cdot K_{ПН}, \quad (3.4)$$

где n_c - число одновременно действующих столбов; n_3 - число заходок в столбе; ϵ_3 - ширина заходки, м; m_{ϵ} - вынимаемая мощность песков, м; ν -

скорость подвигания очистного забоя в смену, м; T - число рабочих смен в сутки; $K_{ПН}$ - доля добычи при подготовительных и нарезных работах (при системе длинными столбами $K_{ПН} = 1,1-1,25$, короткими столбами $K_{ПН} = 1,2-1,35$).

При разработке многолетнемерзлых россыпей с глубиной залегания не более 30-40 м наиболее целесообразна полная отработка погашения за один зимний сезон (15 апреля-15 мая). При значительной глубине залегания возможна круглогодичная работа шахты. Исходя из этих условий и определяется производительность шахты.

Возможную производительность шахты по действующему фронту при разработке многолетнемерзлых россыпей рекомендуется определять по выражению [40]

$$P_{\partial.ф} = L_{\partial} \cdot \nu \cdot h_{л}, \quad (3.5)$$

где $P_{\partial.ф}$ - суточная производительность шахты по действующему фронту, м³/сут; ν - установившаяся скорость суточного подвигания забоев-лав (0,8-1 м/сут); $h_{л}$ - высота выемки, м.

Полученное значение производительности проверяют по нескольким условиям.

1. Проверка по заданному(необходимому) сроку отработки шахтного поля. Такой срок может быть определен, исходя из необходимых сроков подготовки песков к промывке; в связи с предстоящим гидротехническим строительством; по соображениям безопасности работ и др. В этом случае устанавливают возможную продолжительность отработки, считая от работ по вскрытию и кончая полной выдачей песков на поверхность.

2. Проверка по возможности бурового и компрессорного оборудования. Чтобы произвести такую проверку, необходимо выбрать режим буровых работ. Если в работе находится отдельная шахта, то наиболее целесообразно

бурение производить постоянно в течение всех суток, чередуя обуриваемые забои. Если же одновременно работают несколько шахт, для которых создана централизованная компрессорная станция, то следует организовать на каждой шахте буровые смены, концентрируя в них все работы по бурению. Этот вопрос может быть решен только для конкретных условий. Расчет начинают с установления числа шпуров в каждом забое, исходя из установившихся нормативов площади забоя на один шпур. С учетом коэффициента использования шпура (КИШ), который обычно бывает в пределах 0,8, устанавливают суммарную длину всех шпуров, которые необходимо пробурить в смену (сутки). По нормативам определяют необходимое для этого число перфораторов и потребляемое ими количество сжатого воздуха. Полученные результаты сравнивают с возможностями компрессорного парка.

3. Проверка по возможностям механизмов доставки песков из лав. Обычно доставка производится при помощи канатно-скреперных установок с ковшами вместимостью 1,5-2 м³. Производительность таких установок определяют по нормативам считая среднее расстояние доставки равным 2/3 длины лавы. Объем отбитых в лаве песков, деленный на нормативную производительность, покажет время, необходимое для выдачи песков из лавы и его соответствие заданному режиму работы шахты.

4. Проверка по возможностям транспортирования песков по штрекам. В принятом варианте такая проверка должна производиться дважды — для панельных и для сборного (транспортного) штрека. В первом случае производительность механизма транспортирования (чаще всего канатно-скреперной установки с ковшом вместимостью 2-2,5 м³) должна обеспечить заданный объем суточной (сменной) выдачи из двух лав. Во втором механизм транспортирования должен принять пески из всех панельных штреков одного крыла шахты. В принятом варианте среднее расстояние транспортирования по панельному штреку является половиной его длины, а по сборному - средним расстоянием следует считать всю длину штрека на весь период отработки крыла. Подобные расчеты не следует проводить в случае установки в

штреках конвейеров, производительность которых, как правило, достаточна для обеспечения принятой производительности шахты.

Справка. Скреперная установка с ковшом вместимостью 2 м³ при расстоянии, равном 45-60 м, обеспечивает производительность от 156 до 142 м³ за 6-часовую смену.

5. *Проверка по возможностям подъема песков по стволу.* Производится в тех случаях, когда подъем осуществляется при помощи скреперной установки или в скипах. И в том, и в другом случаях по мере увеличения объема песков в отвале производительность снижается (особенно это заметно при скиповом подъеме). Для средних расчетов следует брать высоту отвала или длину пути по нему, когда выдан и уложен в отвал объем, составляющий 50 % всего объема добычи.

6. *Проверка по возможностям отвалообразования.* При этом учитывают возможности механизмов, занятых на отвалообразовании, объем песков в отвале и рельеф поверхности, на которой производится отсыпка.

Окончательно производительность шахты устанавливают с учетом всех указанных проверок по возможностям механизмов.

Методика расчета суточной производительности шахты по числу лав и заходов

Суточная производительность шахты ($Q_{сут.}$, м³) определяется по формуле

$$Q_{сут} = n \cdot \ell \cdot \xi \cdot v \cdot m \cdot n_{\ell} + n_H \cdot \ell_H \cdot v_H \cdot m_H \cdot n_{\ell_H}, \quad (3.6)$$

где n - число лав или заходов, в которых производят выемку песков, шт.; ℓ - длина забоя в лаве или заходке (ширина заходки), м; ξ - коэффициент использования лавы (при выемке талых россыпей заходками $\xi=1$, при выемке мерзлых россыпей лавы $\xi=0,75-0,8$); v - величина подвигания очистных работ за одну отбойку (цикл), м; m - выемочная мощность, м; n_{ℓ} - число

отбоек (циклов) в каждом забое в течение суток ($n_u = 1$); $n_H, \ell_H, v_H, m_H, n_{u.H}$ - те же величины для нарезного забоя.

При разработке талых россыпей применяются системы разработки длинными и короткими столбами. В каждом столбе очистная выемка осуществляется одной заходкой. Число столбов, в которых производят очистную выемку, зависит от ширины россыпи и ширины заходки ($\ell = 3,25$ м). При разработке мерзлых россыпей нарезные работы заканчиваются до полного развития очистных работ и поэтому второй член уравнения (3.5) для расчета производительности шахты равен нулю.

Наибольшее число столбов (лав), в которых может производиться очистная выемка, определяется по выражению

$$n = \frac{(B - p) \cdot n_k}{\ell}, \quad (3.7)$$

где B - ширина россыпи, м; p - ширина полосы, занимаемая откачным продольным штреком и прилегающими целиками ($p = 9,75$ м); n_k - число крыльев в шахтном поле ($n_k = 2$).

Наибольшее число нарезных забоев, которое возможно иметь при ведении очистной выемки в наибольшем числе столбов, принимается с учетом резерва подготовленных к очистной выемке столбов ($K_{рез} = 1,25$) [36]

$$n_H = K_{рез} \cdot n. \quad (3.8)$$

Выбор бурового и компрессорного оборудования. Для получения расчетной производительности шахты определяется тип и необходимое количество единиц бурового оборудования.

Суммарная площадь обуриваемых в течение суток забоев определяется по выражению [36]

$$S_{\text{бур}} = 0,75 \cdot n_{\text{об.}} \cdot \ell \cdot m, \quad (3.9)$$

где 0,75 – коэффициент использования фронта работ; $n_{\text{об}}$ - общее число забоев (очистных и нарезных), шт.

Необходимое число шпуров для обурирования забоев составит

$$n_{\text{шп}} = S_{\text{бур}} / S_{\text{шп}}, \quad (3.10)$$

где $S_{\text{шп}}$ - площадь забоя на один шпур, м² ($S_{\text{шп}} = 0,7-0,8$ м²).

Глубина шпура составит

$$\ell_{\text{шп}} = \nu / K.II.III., \quad (3.11)$$

где $\ell_{\text{шп}}$ - глубина шпура, м; $K.II.III.$ - коэффициент использования шпура (0,8-0,9).

Суммарная длина шпуров составит

$$L_{\text{шп}} = \ell_{\text{шп}} \cdot n_{\text{шп}}. \quad (3.12)$$

Время, необходимое для обурирования действующих забоев, определяется по выражению

$$t_{\text{об}} = L_{\text{шп}} / P_{\text{э}}, \quad (3.13)$$

где $t_{об}$ - время обуривания, мин.; $P_э$ - эксплуатационная производительность бурения шпуров ручными перфораторами, м/мин.

Эксплуатационная производительность бурения шпуров перфораторами типа ПП в породах крепостью $f = 5-16$ определяется по выражению [42]

$$P_э = K_H \cdot K_O \cdot K_D \cdot K_{II} / (0,15 + \alpha \cdot f), \quad (3.14)$$

где K_H - коэффициент надежности бурильной машины, $K_H = 0,9$; K_O - коэффициент, учитывающий одновременную работу бурильных машин $K_O = 0,8-0,9$; K_D - коэффициент, учитывающий диаметр шпура (для диаметра шпура – 45 мм $K_D = 0,7-0,72$; для диаметра шпура 32-36мм $K_D = 1$); K_{II} - коэффициент, учитывающий тип перфоратора:

для перфораторов ПП 63В и ПП 54В $K_{II} = 1,1$;

для перфоратора ПП 36В $K_{II} = 1,0$

α - коэффициент, учитывающий изменение скорости бурения в различных породах:

для пород крепостью $f = 5-10$, $\alpha = 0,2$;

для пород крепостью $f = 10-16$, $\alpha = 0,3$ (крепость россыпей принимают $f = 5$).

Суммарный расход сжатого воздуха на бурение шпуров определяется по формуле

$$Q_{воз} = q_{пер} \cdot n_{пер} \cdot K_y, \quad (3.15)$$

где $Q_{воз}$ - расход воздуха на бурение, м³/мин.; $q_{пер}$ - расход воздуха на перфоратор с пневмоподдержкой, м³/мин.

Количество перфораторов в одновременной работе определяется по выражению

$$n_{пер} = \frac{t_{об}}{T_{смены} - T_{пз} - T_{об}}, \quad (3.16)$$

где $T_{смены}$ - время смены, мин; $T_{пз}, T_{об}$ - время соответственно на подготовительно-заключительные операции и на обслуживание рабочего места, мин. Согласно работы [43]: $T_{пз} = 0,355 \cdot T_{смены}$; $T_{об} = 0,045 \cdot T_{смены}$.

По потребному количеству сжатого воздуха подбирается компрессор или компрессорная станция (несколько компрессоров) [44].

3.4 Особенности технологии и системы подземной разработки талых россыпей

Особенности разработки. Для разработки талых россыпей наиболее характерными особенностями являются [36, 37]: необходимость осушения и водоотлива; неблагоприятные условия для механизации основных и вспомогательных работ; возможность непосредственной уборки песков и пустых пород без их предварительного рыхления; недостаточная устойчивость вмещающих пород и песков, что требует применения малопроизводительных систем разработки и большой трудоемкости работ по креплению и управлению кровлей.

Очистная выемка при разработке талых россыпей мало отличается от выемки при проходке выработок. Даже при устойчивой кровле и возможности разработки короткими лавами подвигание лавы осуществляют участками шириной до 4 м. Обязательным является совмещение операций отбойки и крепления. В редких случаях допускается некоторое отставание крепления (высокая устойчивость кровли) - сразу после выемки породы. Размеры лав

мало отличаются от размеров горизонтальных подготовительных выработок (ширина по верху от 2-3,6 до 4,5-5 м, высота от 1,8-2,4 до 3,25 м). Лавы длиной 12 м разделяют на участки, что вызвано необходимостью крепления (ширина крепежных рам не более 4 м). В талых грунтах преобладает ручной труд.

Основной очистной выработкой при разработке талых россыпей является *заходка*. Производственными процессами на очистных работах являются *отбойка, доставка (уборка) песков, крепление очистного пространства, зачистка плотика* перед обрушением выработанного пространства.

При отбойке песков применяются различные способы в зависимости от их крепости и устойчивости. В наиболее устойчивых сыпучих породах отбойка отсутствует. В глинистых породах используются отбойные молотки, в коренных породах и плотике – буровзрывная отбойка.

Доставка песков осуществляется ленточными конвейерами и погрузочно-доставочными машинами, реже канатными скреперами (трехбарабанные лебедки). Использование скреперов связано с опасностью выбивания стоек крепления, приводящему к обрушению выработок.

Для крепления очистного пространства при неустойчивой кровле используется деревянная крепь (дверные оклады) без подхватов или с подхватами. Часто производят искусственное обрушение кровли и крепь частично извлекают. При разработке валунистых талых россыпей для поддержания кровли используют валуны и крупный булыжник, из которых возводят каменные столбы.

Зачистка плотика отработанной ленты заходки производится обычно металлическими метлами. После этого берутся пробы плотика, выполняется химический анализ и после составления специального акта осуществляется обрушение заходки.

Системы разработки. При разработке талых россыпей широкое применение получили системы разработки *длинными и короткими столбами*. Варианты этих систем разработки зависят от применяемого способа управле-

ния кровлей, размеров самих столбов, расположения и очередности проходки подготовительных выработок и др.

Разработка длинными столбами применяется чаще, чем короткими, является более производительной, позволяет механизировать некоторые процессы при меньшем объеме подготовительных работ.

Кроме того, при отработке талых россыпей применяются системы разработки *заходками и лавами*, а также комбинация различных систем. При устойчивых вмещающих породах, допускающих значительные площади обнажения, могут применяться системы, аналогичные системам при отработке многолетнемерзлых россыпей.

Общим признаком всех систем разработки талых россыпей является деление шахтного поля на сравнительно небольшие выемочные участки, отработка которых производится узкими заходками (в редких случаях – короткими лавами).

Система разработки длинными столбами показана на рисунках 3.12, 3.13. Шахтное поле длиной 400-600 м разделяется на выемочные блоки-столбы размером: ширина 9,75-19,75 м; длина 30-50 м (зависит от устойчивости). В весьма устойчивых породах ширина столбов максимальна, в устойчивых – до 12 м, а в неустойчивых – менее 12 м. Столбы отрабатываются заходками шириной 3,25 м. Оработка столбов ведется от границ к центру шахтного поля.

В устойчивых породах управление кровлей осуществляется обрушением (обрушается третья отработанная заходка, считая от той, в которой ведется очистная выемка). Во второй заходке производится подготовка к обрушению. Для сохранения главных подготовительных выработок примыкающие к ним отработанные заходки закладывают камнем.

При недостаточно устойчивой кровле обрушение не производится (полная или частичная закладка всех заходов). При частичной закладке кровля незаложенных участков поддерживается усиленной или простой крепью.

При большой мощности пласта песков разработку ведут слоями не более 3 м (вынимают и закладывают нижний слой, затем верхний).

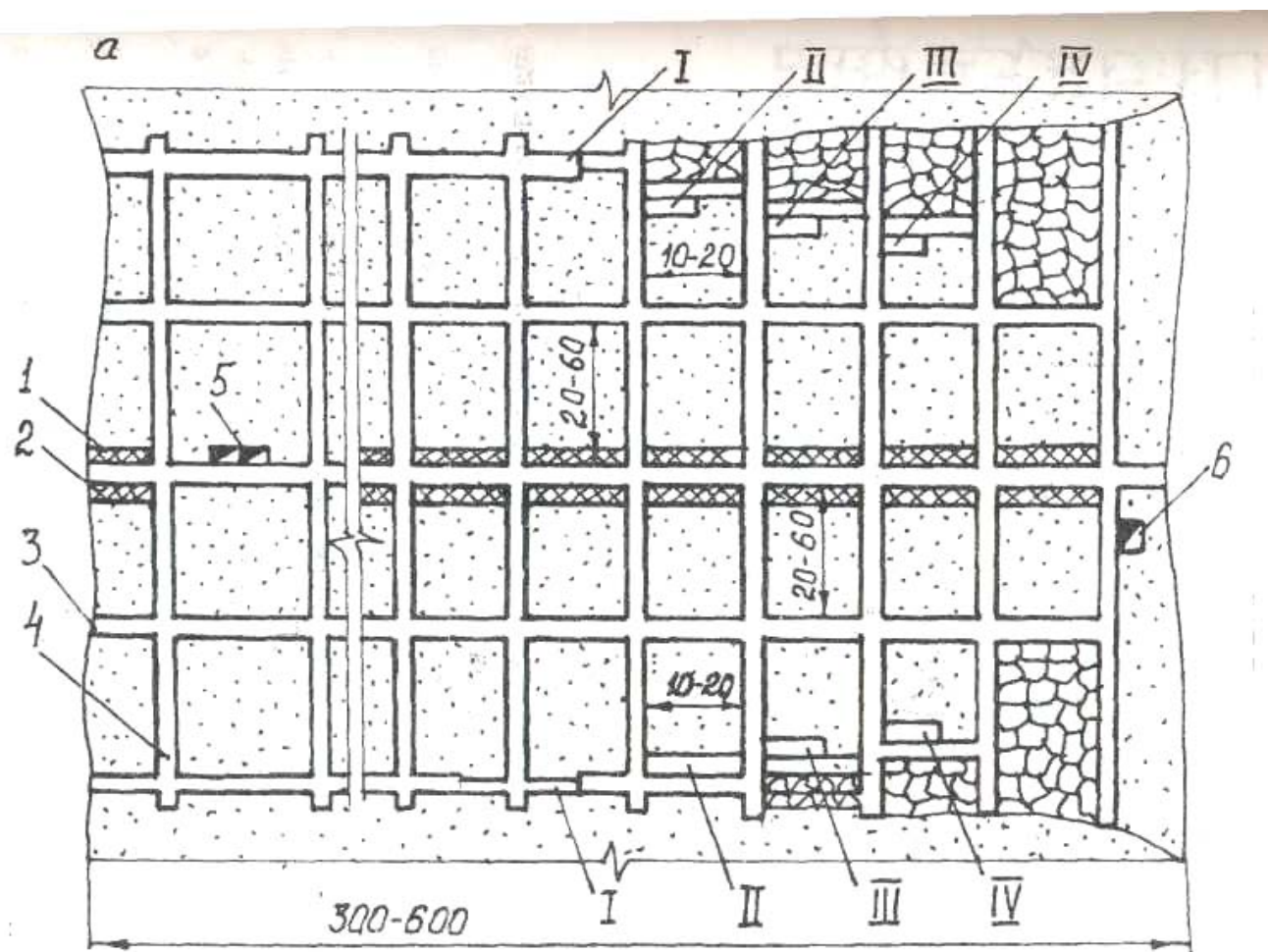
Система разработки длинными столбами проста, позволяет использовать ленточные конвейеры для транспортирования пород по выработкам.

Недостатком системы является значительный объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) до 40 % общего объема добываемых песков. Наиболее высокие технико-экономические показатели достигаются при системе разработки длинными столбами с обрушением кровли.

Системой разработки короткими столбами (8,75×9,75 или 9,75×12 м) отрабатываются поля длиной 200-400 м, шириной 60- 80 м. Объем ПНР составляет 40 % и более и зависит от объема добываемой горной массы (рисунок 3.14). Системы разработки короткими столбами отличаются от систем разработки длинными столбами размерами самих столбов. Короткие столбы близкие к квадрату.

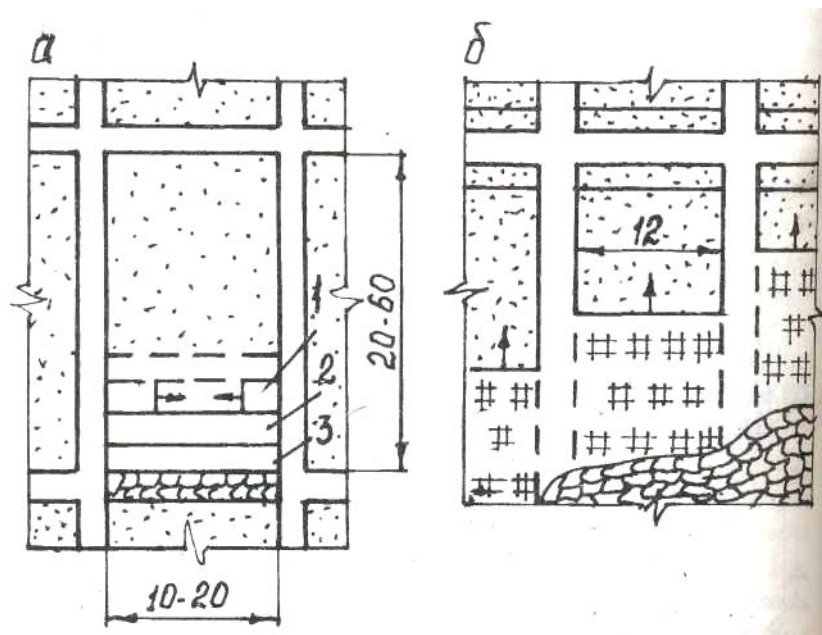
Ширина столбов определяется шириной заходок, которая зависит от размеров деревянного крепления. Большой объем подготовительных работ приводит к значительному горному давлению, а это ограничивает область применения данной системы (длина шахтного поля должна быть небольшой). Большое число забоев в работе не позволяет их механизировать. Существуют варианты системы разработки короткими столбами с поддержанием кровли и с ее обрушением (более высокие показатели).

При выемке столбов первая заходка отрабатывается по середине столба, закладывается камнем либо усиленно крепится. После этого поочередно отрабатываются две боковые (при устойчивой кровле возможна одновременная отработка двух боковых заходок). При варианте с обрушением кровли из соседней заходки частично извлекается крепь. Выработка вдоль основного штрека закладывается камнем, обеспечивая длительное его поддержание.



1 - укладка из камней; 2 - главный откаточный штрек; 3 - промежуточный штрек; 4 - выемочный штрек; 5 - шахтный ствол; 6 - вентиляционный шурф; I-IV - заходки

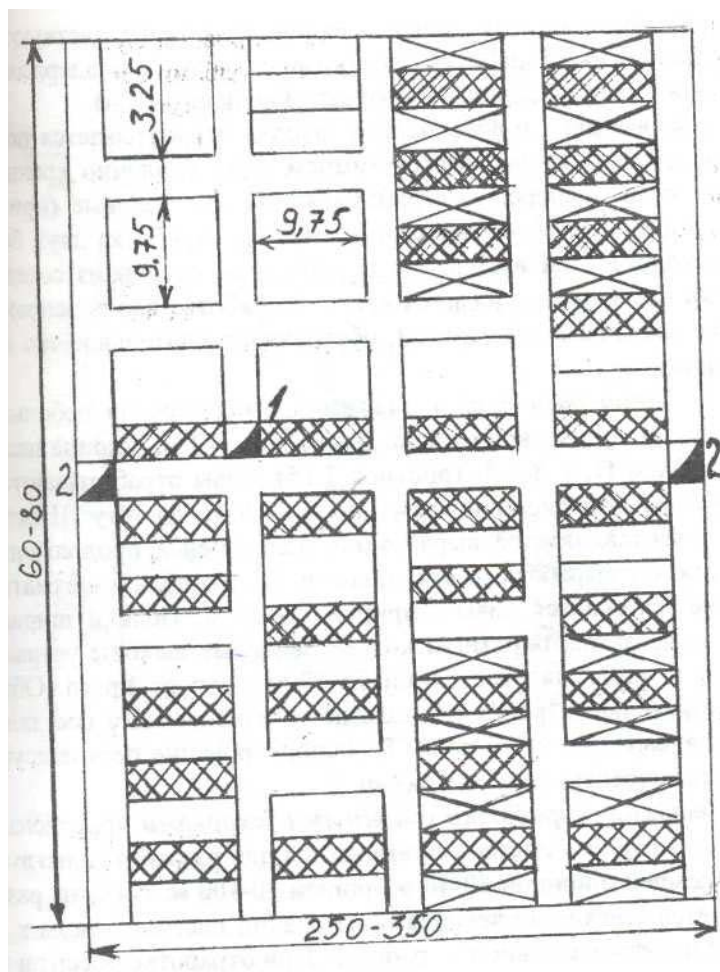
Рисунок 3.12 – Варианты системы разработки длинными столбами



1 – заходка в проходке; 2 – в заходке производится зачистка почвы; 3 – заходка подготовлена к обрушению

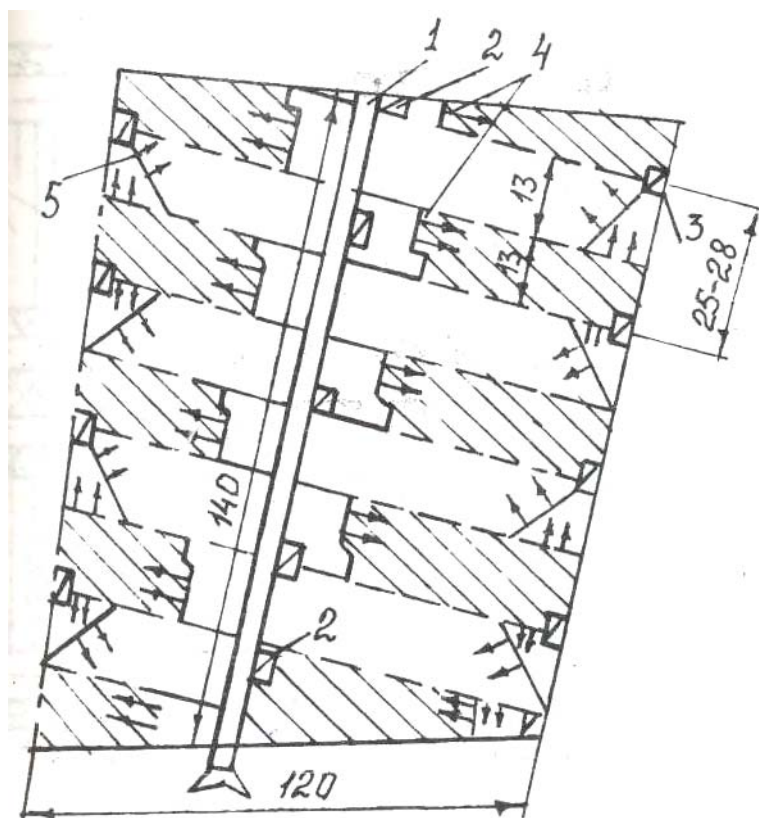
Рисунок 3.13 - Варианты системы разработки с выемкой заходками (а) и лавами (б)

Система разработки лавами применяется на небольших участках и устойчивой кровле. Длина лавы 13 м, ширина целика 13 м. Объем ПНР 3-7 % (рисунок 3.15). Лавы отрабатываются в шахматном порядке одновременно по всему фронту. Шахтное поле подготавливается выработкой, являющейся продолжением штольни. От выработки к границам шахтного поля в шахматном порядке нарезаются лавы шириной по 13 м. Целики шириной 13 м извлекаются обратным ходом. Запасные выходы устраиваются в шурфах на расстоянии 25-28 м друг от друга. Объем подготовительных работ по полезному ископаемому составляет 3-7 % запасов шахтного поля. Транспортирование песков осуществляется скреперными лебедками.



1 – подъемный ствол; 2 – вентиляционный ствол
Рисунок 3.14 – Система разработки короткими столбами

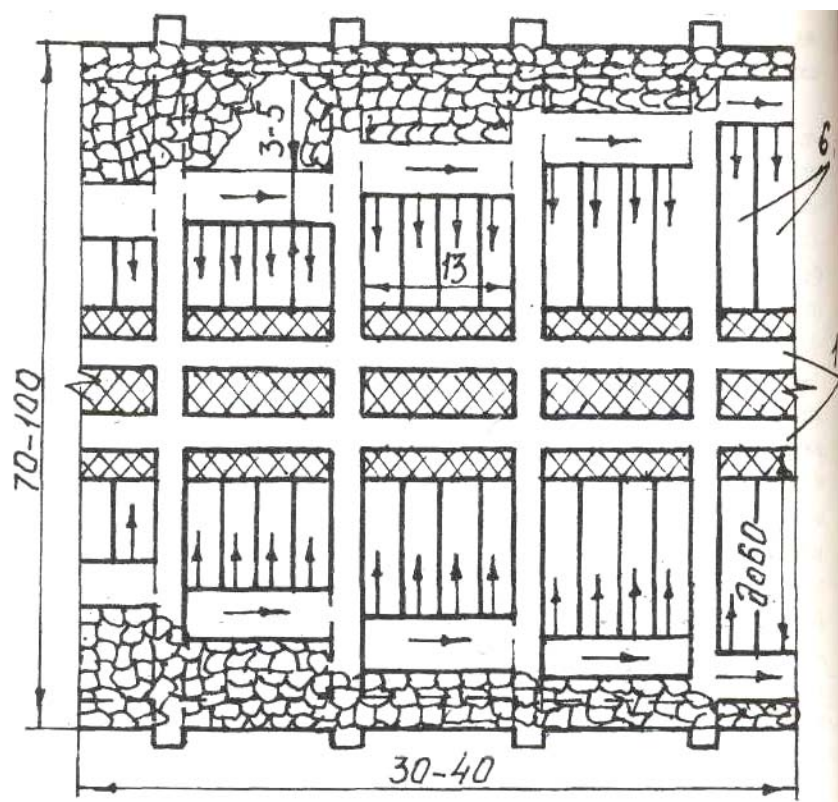
Система разработки смежными заходками приведена на рисунке 3.16). Эта система применяется для разработки неглубоких россыпей шириной 30-40 м, длиной 70-100 м. Россыпь разрабатывается смежными заходками от границ шахтного поля к основной подготовительной выработке. При отработке россыпи без закладки выработанного пространства смежные заходки крепятся подхватами и кострами с расходом леса соответственно 0,17-0,19 и 0,25-0,28 м³ на 1 м³ песков. При закладке выработанного пространства смежные заходки отрабатывают в шахматном порядке. После закладки заходок, отработанных в первую очередь, отрабатываются заходки второй очереди. Для доставки песков используются вагонетки и ленточные конвейеры. Подъем песков осуществляется в скипах.



1 – основной штрек; 2, 3 – шурфы на границе шахтного поля; 4 – заходки, отрабатываемые прямым ходом; 5 – заходки, отрабатываемые обратным ходом (во вторую очередь)

Рисунок 3.15 – Системы разработки талых россыпей лавами

Система разработки отдельными блоками (длина 90-130 м, ширина столба 25-30 м, длина столба 16,5-19,5 м) применяется при длине шахтного поля 600 м (рисунок 3.17). Подготовка и разработка россыпи осуществляется из полевого штрека, пройденного в плотике. Длина блока по простиранию определяется расстоянием между квершлагами (90-130 м), ширина столба 25-30 м, длина - 16,5-19,5 м. Оптимальная длина шахтного поля 600 м. Очистные работы ведутся от бортов россыпи к основному штреку.

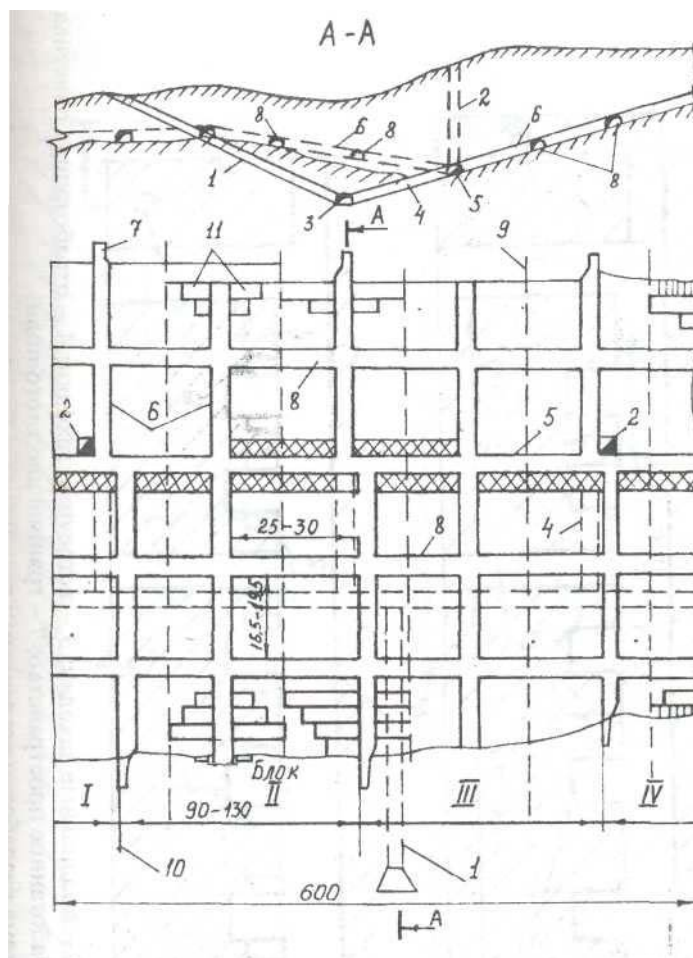


1 – основной штрек; 2 – смежные заходки

Рисунок 3.16 – Система разработки талых россыпей смежными заходками

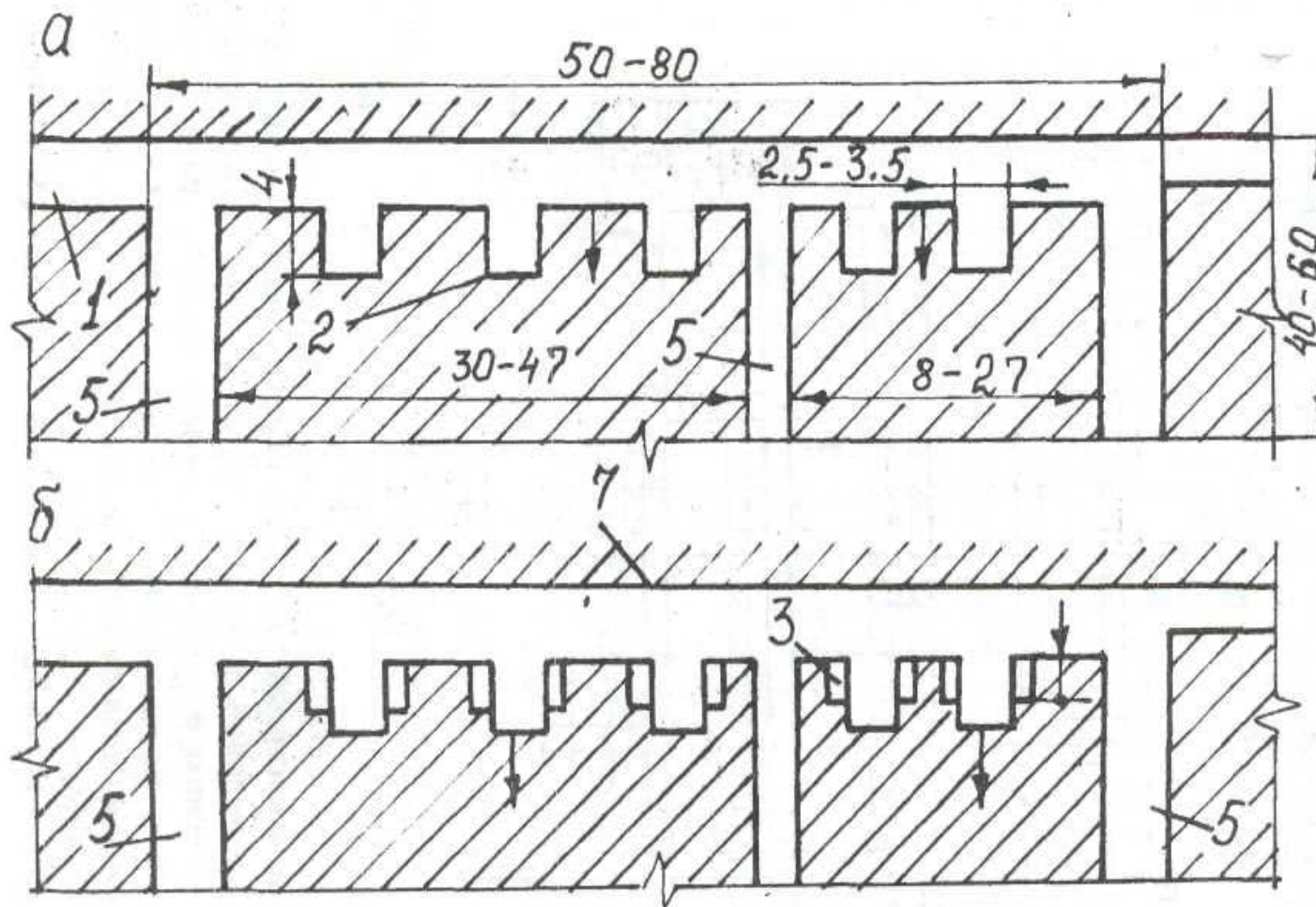
Из каждой нарезной выработки отрабатываются два столба. В устойчивых породах работы ведут с обрушением кровли (нарезные, подготовительные и очистные выработки, граничащие с соседними блоками, не обрушаются, а закладываются камнем на длину 4-6 м). Для обеспечения безопасности работ одновременная отработка двух смежных блоков на всю длину не допускается.

Система разработки встречными заходками. Наиболее рациональная область применения этой системы разработки – наличие условий для обрушения кровли (рисунок 3.18). В противном случае требуется большой объем закладочных работ либо большой расход леса на крепление погашенных выработок ($0,2-0,22 \text{ м}^3$ на 1 м^3 песков).



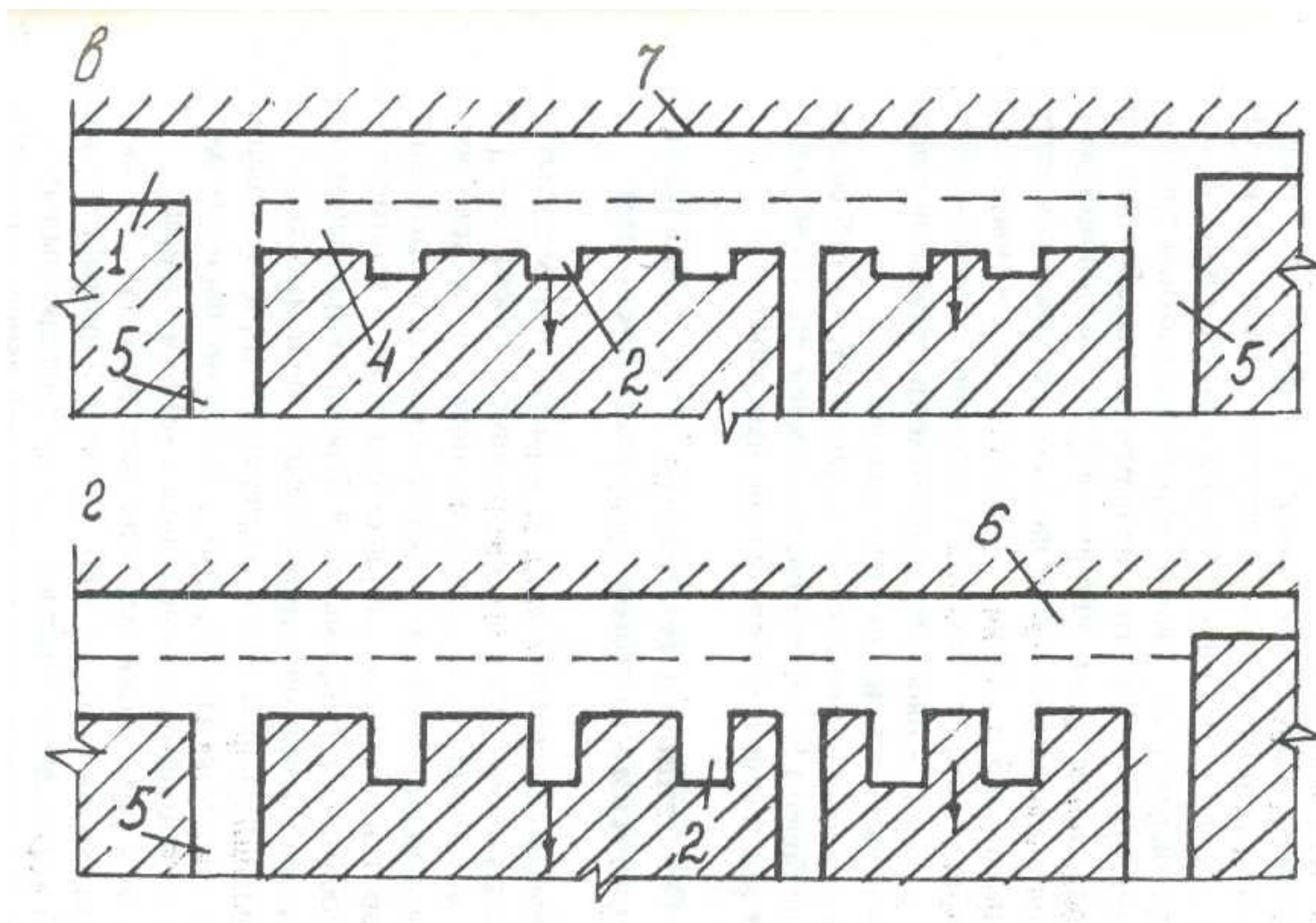
1 – основной наклонный ствол; 2 – вертикальный вспомогательный ствол; 3 – полевой штрек; 4 – квершлаг в коренных породах; 5 – штрек в песках; 6 – нарезные выработки; 7 – разведочные выработки; 8 – параллельные штреки; 9 – границы блоков; 10 – границы очистных работ в смежных блоках; 11 – встречные заходки; I-IV - блоки

Рисунок 3.17 – Система разработки отдельными блоками



1 – нарезная выработка; 2 – продольные заходки; 3 – встречные заходки; 4 – отработанная очистная полоса; 5 – штрек; 6 – выработанное пространство; 7 – граница шахтного поля

Рисунок 3.18 – Система разработки встречными заходками: а, б – стадии очистных работ



Продолжение рисунка 3.18 – Система разработки встречными заходками: в, г – стадии очистных работ

Подготовка выемочных блоков осуществляется проведением главного и вспомогательного штреков и нарезных выработок. Ширина блоков 50-80 м, длина 40-60 м и более. Очистные работы ведут встречными заходками от верхней и нижней границ в направлении к стволу. Для этого из нарезных выработок отрабатываются продольные заходки шириной 2,2-3,5 м, длиной до 4 м, из которых одновременно в обе стороны отрабатываются встречные заходки шириной 3 м. Пески доставляются ленточными конвейерами, которые устанавливаются в смежной с очистными поперечными заходками нарезной выработке (в начальной стадии работ) или в отработанной очистной заходке.

Достоинство варианта системы разработки – небольшой объем ПНР (не более 1 % общего запаса песков в шахтном поле) и значительная протяженность фронта очистных работ.

3.5 Особенности технологии и системы подземной разработки многолетнемерзлых россыпей

Особенности разработки. Для разработки мерзлых россыпей характерными являются следующие особенности [36, 37]: большая устойчивость вмещающих пород и песков, обеспечивающая возможность применения высокопроизводительных систем разработки и механизации всех основных и вспомогательных работ; необходимость применения буровзрывных работ при проведении выработок и очистной выемки; зависимость устойчивости вмещающих пород от их температуры (при повышении температуры снижается устойчивость); силикозоопасность работ; отсутствие необходимости водоотлива в зимний период.

Условия разработки мерзлых россыпей лучше, чем талых. Производительность труда при подземной разработке мерзлых россыпей в среднем в 10 раз выше, чем талых россыпей.

При температуре мерзлых россыпей выше минус 2°C россыпь называется “*вялой мерзлотой*”. Монолитность и устойчивость мерзлых рыхлых пород при этом снижается и они становятся пластичными. Разработка таких участков усложняется и они являются как бы промежуточным звеном между разработкой талых и мерзлых россыпей.

Очистная выемка. Подземная разработка мерзлых россыпей в основном осуществляется с применением буровзрывных работ аналогично разработке рудных месторождений.

Отбойка. Буровзрывные работы являются определяющими в затратах средств и труда. На бурении применяются колонковые электросверла ЭБК-5, ЭБК-7 и тяжелые ручные перфораторы ПП-30 ВРШ. Созданы буровые каретки КБС-2, КГС. Диаметр шпуров 40-60 мм.

В стадии исследования находятся методы разрушения без использования взрыва: создание мощных ударных механизмов для механического воздействия на мерзлые грунты и воздействие на пески токами высокой частоты для перевода их в талое состояние.

Доставка. Наиболее распространенной является уборка песков скреперными установками. Кроме того, применяются самоходные скреперные установки, электробульдозеры, погрузочно-доставочные машины. Для транспортирования песков широко применяются ленточные конвейеры, автосамосвалы.

Управление кровлей в очистном забое при площади обнажения не более 3 тыс. кв.м может осуществляться ее поддержанием с помощью крепления. При большой площади обнажения – плавным опусканием или обрушением (в зависимости от состава и свойств пород). Управление обрушением применяется редко.

При отработке узких шахтных полей или камер поддержание кровли осуществляется креплением рядами стоек (металлические, деревянные, иногда кусты стоек или костры).

При камерных системах разработки поддержание кровли осуществляется целиками и отдельными стойками.

Управление кровли плавным опусканием применяется при значительной площади обнажения (используется способность кровли плавно прогибаться без нарушения сплошности). Условием безопасной работы является достаточная интенсивность подвигания очистных забоев (20-25 м в месяц). Крепление производится рамами металлических или деревянных стоек (три ряда), имеющих значительную податливость (не менее 200 мм). По мере подвигания забоя крепь переносится. Методы управления кровлей приведены на рисунке 3.19.

Системы разработки. Системы разработки мерзлых россыпей разделяются на *сплошные, столбовые, камерные и комбинированные.*

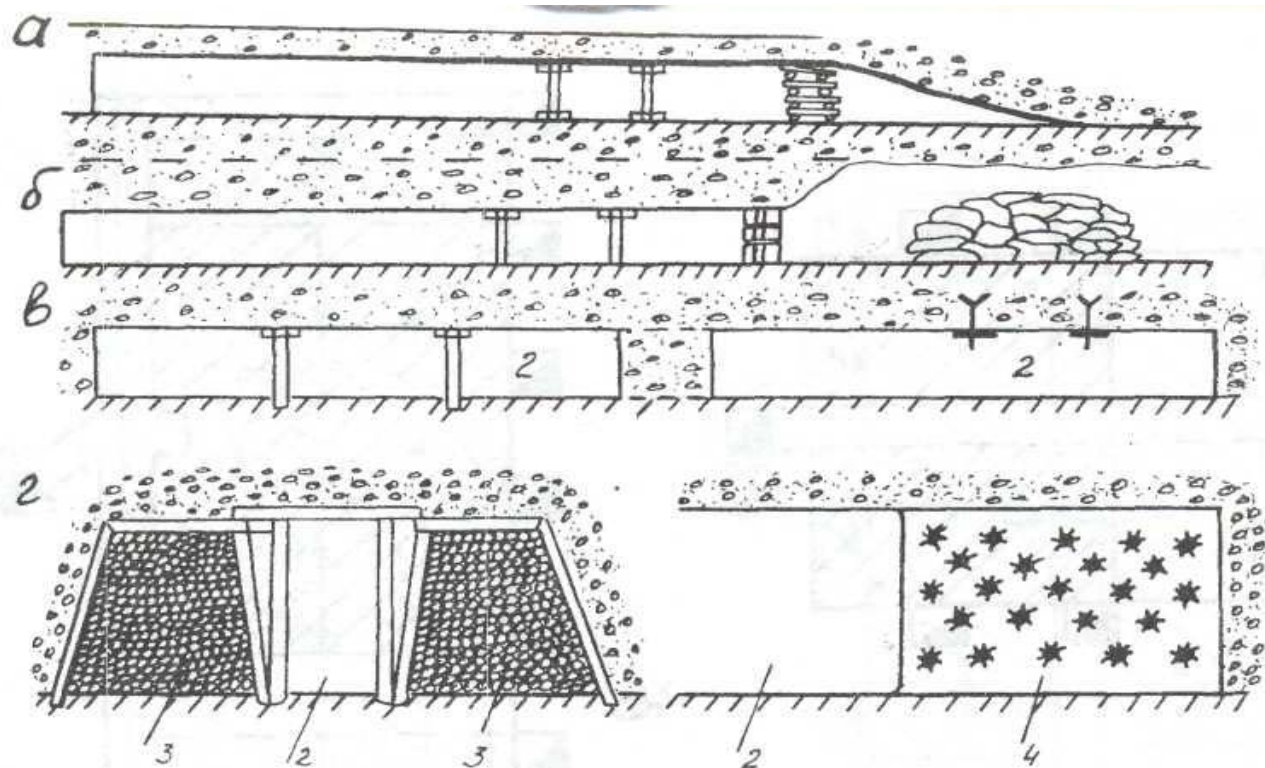
Варианты сплошной системы разработки приведены на рисунке 3.20.

Столбовые системы разработки (рисунок 3.21) отличаются от *сплошных* (рисунок 3.19) тем, что каждый выемочный участок оконтуривается подготовительными и нарезными выработками. Эти системы разработки более прогрессивные (хорошие условия вентиляции, более безопасная работа, лучшие показатели буровзрывных работ) и рекомендуются для применения в тех случаях, когда глубина залегания россыпи превышает 12 м.

Различают *камерно-столбовую* (рисунок 3.22) и *камерно-лавную* (рисунок 3.23) системы разработок, которые отличаются длиной очистного забоя. Более эффективна камерно-лавная система разработки, обеспечивающая максимальную производительность труда. Выбор варианта камерной системы зависит от степени устойчивости кровли.

Применение самоходного оборудования при разработке россыпных месторождений. За последние годы при подземной разработке россыпей стали применять самоходное горное оборудование [36]. Большинство из применяемого оборудования является переоборудованным с открытых горных работ. Например, на автосамосвале «Татра», грузоподъемностью 12 т, увеличили объем кузова до 5,8 м³, установили глушители с нейтрализаторами – для очистки выхлопных газов; на бульдозерах Д-271 сняли и установили электродвигатели мощностью 50 кВт. Применяются самоходные буровые установки для бурения шпуров. Это оборудование имеет значительно большую мощность и производительность по сравнению с обычным подземным малогабаритным оборудованием, что способствует повышению производительности труда рабочих и снижению себестоимости добычи.

Способ разработки с самоходным оборудованием наиболее эффективно применять комплексно во всех процессах подземных работ.



1 – целик; 2 – выработанное пространство; 3 – заложенные заходки; 4 - льдозакладка

Рисунок 3.19 – Способы управления кровлей при разработке многолетнемерзлых залежей: а – плавным опусканием кровли на податливую крепь; б – обрушением кровли; в - поддержанием кровли целиками и креплением; г – закладкой выработанного пространства; д – льдозакладкой или льдоцеликами

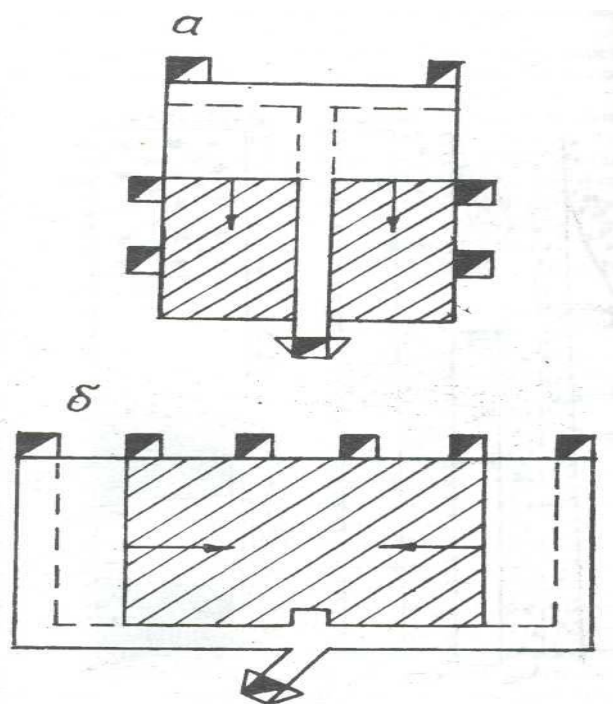
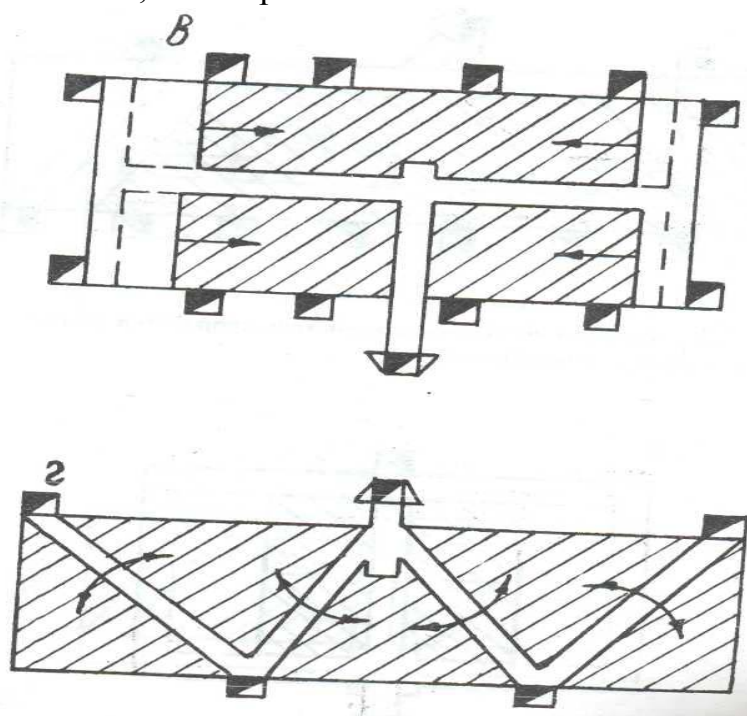
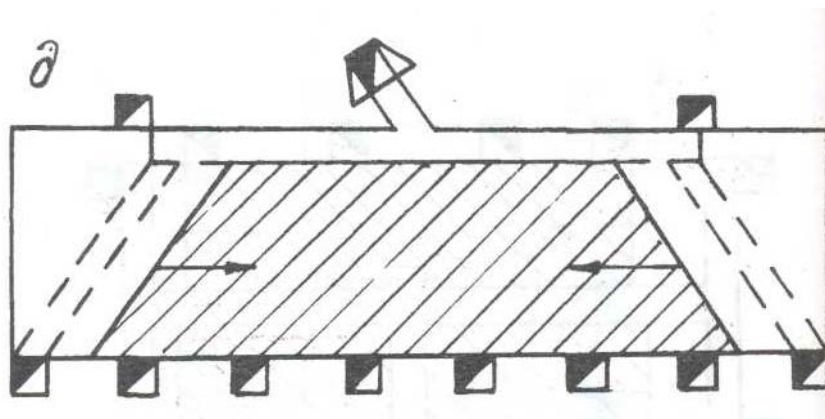


Рисунок 3.20 – Сплошные системы разработки россыпей:
а – смежные лавы; б – встречные лавы



Продолжение рисунка 3.20 - Сплошные системы разработки россыпей: в – смежно-встречные лавы; г – радиальные лавы



Окончание рисунка 3.20 - Сплошные системы разработки россыпей: д – встречно-диагональные лавы

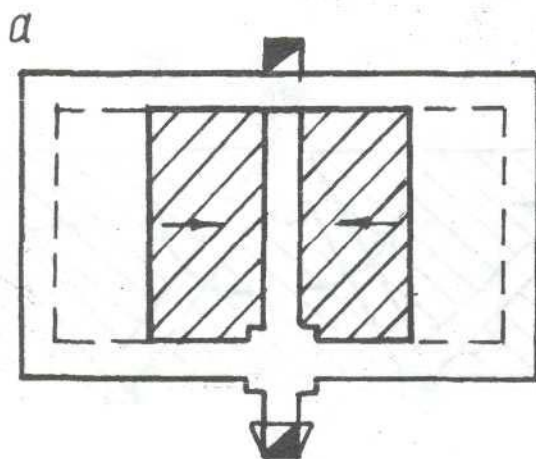
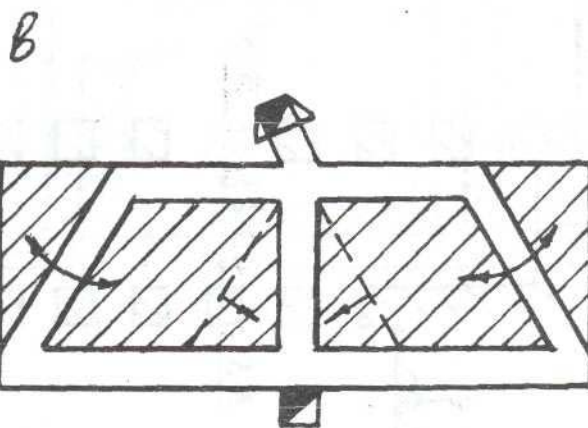
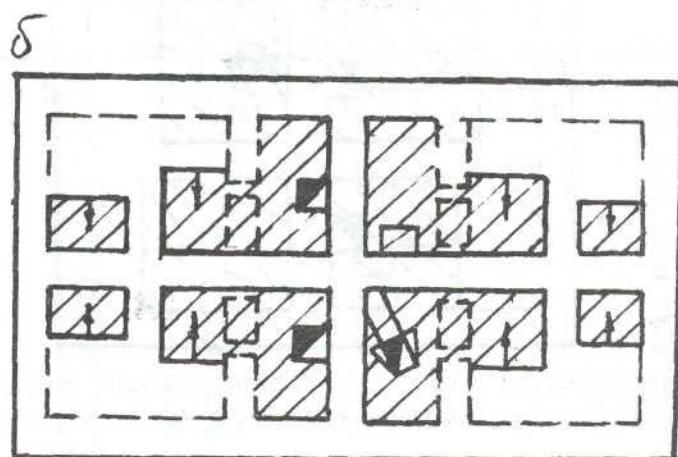
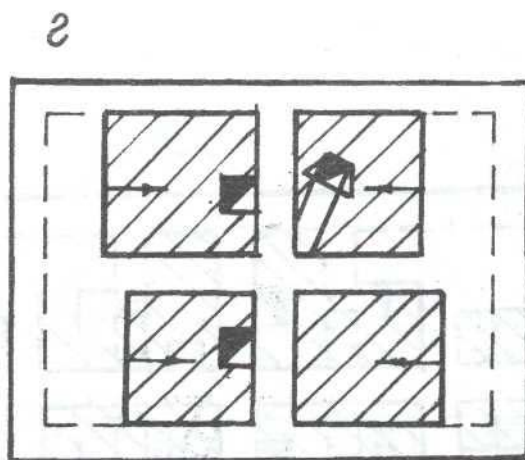


Рисунок 3.21 – Столбовые системы разработки россыпей: а – встречными лавами



Продолжение рисунка 3.21 - Столбовые системы разработки россыпей:
б – встречными диагональными лавами; в – смежно-встречными лавами



Окончание рисунка 3.21 – Столбовые системы разработки россыпей: г – смежно-встречными лавами с барьерными целиками

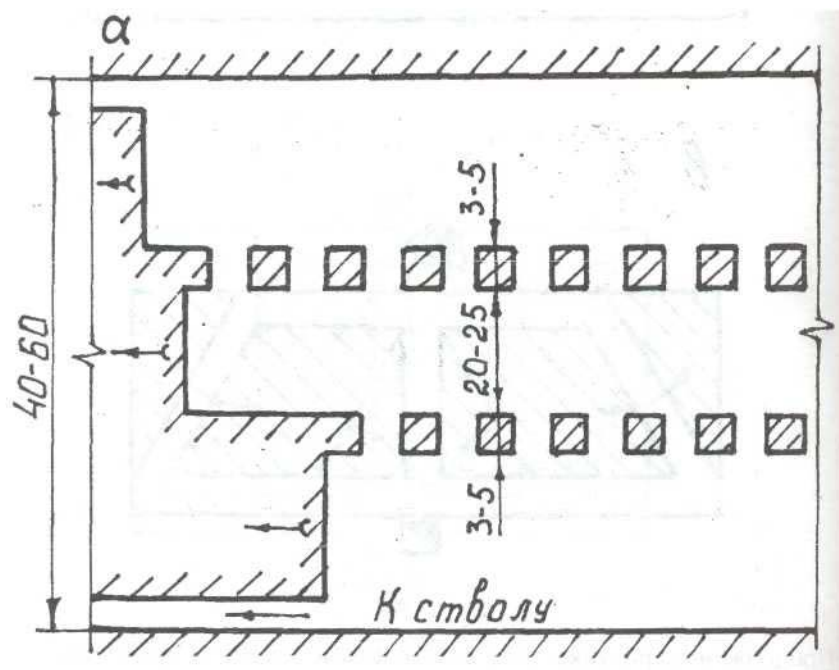
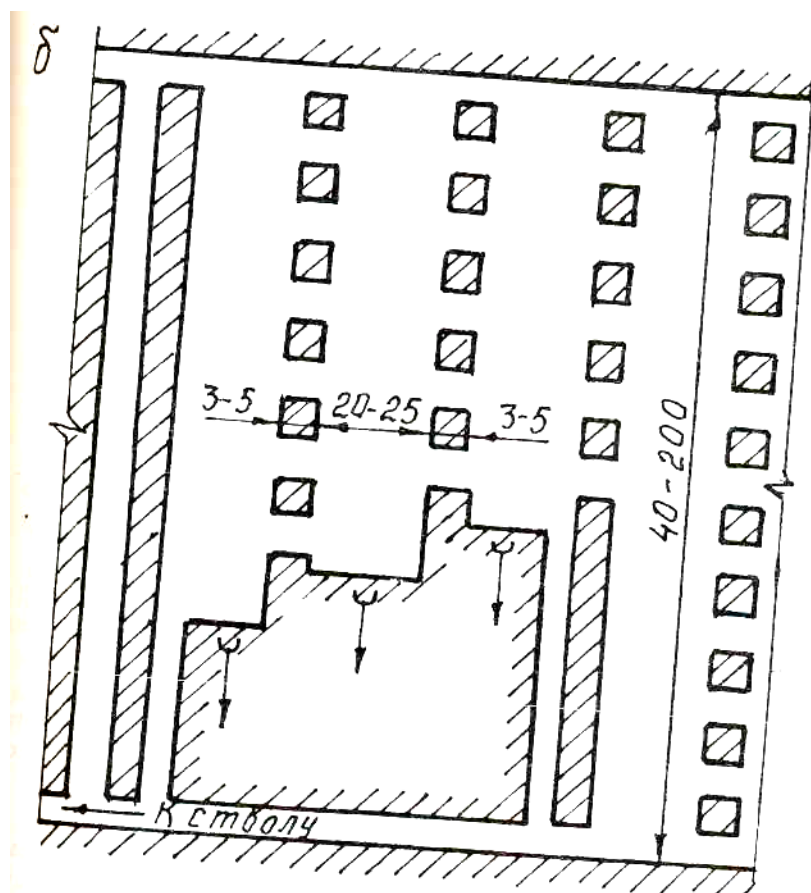


Рисунок 3.22 – Камерно-столбовая система разработки: а – без разделения шахтного поля на панели



Окончание рисунка 3.22 - Камерно-столбовая система разработки: б – с разделением шахтного поля на панели (для условий широких россыпей)

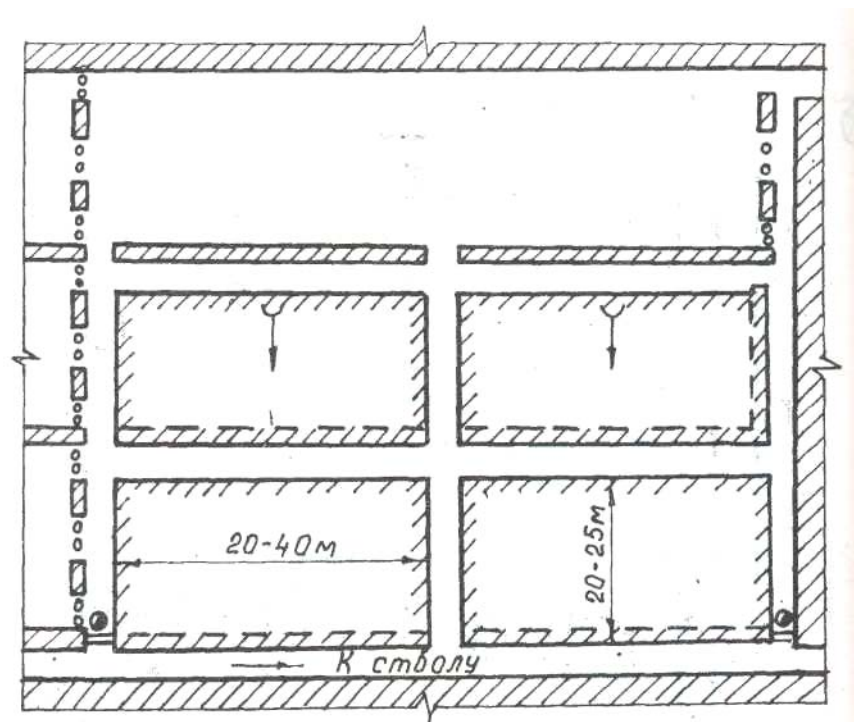


Рисунок 3.23 – Камерно-лавная система разработки с оставлением столбчатых межпанельных целиков для многолетнемерзлых россыпей

Показатели и условия применения самоходного оборудования следующие: запасы песков шахтного поля – 50-250 тыс.м³; удельный вес объема вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок к запасам песков поля – 11-12 %, в том числе по пустым породам - 2-3 %; число рабочих лав на шахте – 4-8; потери песков – 3-4 %; производительность шахты в сутки – 400-1200 м³; производительность рабочего по шахте во время очистных работ 11-12 м³/чел.-смену; длина лавы – 54,4 м; среднемесячное подвигание лавы – 16-26 м; расход ВВ – 0,92 кг/м³; расход леса – 9,7 м³ на 1000 м³ песков; себестоимость добычи по очистным работам – 824 руб/м³ песков (в ценах до 1990 г.).

При подземном способе разработки с самоходным оборудованием достигаются следующие преимущества:

- уменьшается число рабочих на шахте, производительность труда рабочего по шахте на очистной выемке увеличивается в 1,4-2 раза и на 30-40 % на подготовительных работах по сравнению со способом разработки, использующим малогабаритное оборудование;
- рабочие и материалы спускаются в шахту автосамосвалами;
- скорость подготовки и отработки шахтного поля увеличивается примерно в 1,5 раза;
- сокращается объем буровзрывных работ и расход электроэнергии на 10-20 %;

- упрощается размещение песков в отвалы, более дешевая и простая укладка хвостов в отвалы.

Однако при применении самоходных машин на дизельном топливе необходимо производить очистку выхлопных газов от самосвалов, а также усиливать проветривание выработок и осуществлять постоянные наблюдения за загрязненностью воздуха.

Перспективным является создание специальной техники для разработки мерзлых россыпей – машины для механизации вспомогательных работ (зачистки подошвы забоя, оборки кровли, установки крепежных рам, зарядки шпуров и др.), а также машин для механической отбойки мерзлых песков и специальных комбайнов для проведения выработок.

3.6 Выбор системы разработки. Показатели извлечения

На выбор системы разработки и определение параметров шахтного поля влияют горно-геологические, горнотехнические и организационные факторы. Важнейшими из них являются: глубина залегания россыпи, устойчивость горных пород, мощность пласта песков, состав и конфигурация плотика, рельеф поверхности, наличие воды в шахте в летний период, температура горных пород и др.

Длина лавы при сплошной и столбовой системах разработки составляет 40-50 м, а на шахтах с выемочной мощностью пласта песков 1,4-1,6 м и при устойчивой кровле она может составлять 60-75 м. При недостаточно устойчивой кровле или же при мощности пласта песков более 2 м длина лавы уменьшается до 20 м.

При камерной системе разработки ширина камеры должна быть не более 25 м. Длина камеры принимается не более 100 м. Допускаемая площадь обнажения кровли камеры не должна превышать 2000 м². При длине 70-100 м камера разделяется главным транспортным штреком на два самостоятельных очистных забоя.

По классификации ВНИИ-1 породы кровли делятся на классы [40]:

I – высокоустойчивая кровля, допускающая длительные (более 9 месяцев) обнажения на площади 3-4 тыс.м² при пролете 20-40 м;

II – устойчивая кровля, допускающая довольно длительные (5-9 месяцев) обнажения на площади 2-3 тыс.м² при пролете 20-30 м;

III – кровля средней устойчивости, допускающая продолжительные (2-5 месяцев) обнажения на площади 1-2 тыс.м² при пролете 10-20 м.

IV – малоустойчивая кровля, допускающая непродолжительные (до 2 месяцев) обнажения на площади 0,5-1 тыс.м² при пролете 5-10 м.

Междукамерные целики прямоугольной формы располагаются через 7 м в ряду. В ленточных целиках через 10 м проходят окна шириной 2-2,5 м для прохода людей и проветривания очистного забоя. Ширина целика зависит от выемочной мощности пласта и составляет 15-20 м.

Основным требованием при выборе системы разработки является обеспечение безопасности труда.

Выбранный вариант системы разработки должен удовлетворять следующим требованиям: число и объем подготовительных выработок должны быть минимальными; расположение подготовительных выработок должно обеспечивать максимальные удобства при их проходке; размеры шахтного поля следует выбирать с учетом конкретных условий, но не менее 200 м; длина лавы должна обеспечивать возможность рабочего цикла в течение суток, при мощности пласта не более 1,8 м она составляет 35-45 м; разделение шахтного поля на панели должно производиться исходя из минимального расстояния транспортирования и возможно меньшего числа транспортных механизмов в одновременной работе.

Краткая характеристика и область применения основных систем подземной разработки талых и многолетнемерзлых россыпей приведена в таблице 3.7.

Таблица 3.7 – Краткая характеристика и область применения различных систем подземной разработки россыпных месторождений

Система	Удельный вес ПНР, %	Потери песков, %	Область применения
<i>Многолетнемерзлые россыпи</i>			
Сплошные	5-12	3-5	Высокоустойчивые и устойчивые породы кровли (I-II кл.), ширина россыпи 60-100 м, глубина залегания не более 15 м, $t_{\text{пор}} < -3^{\circ}$, льдистость – 25 %, $m_{\text{пес}} > 3$ м.
Столбовые	12-15	2-3	То же при $H > 15$ м, при небольших шахтных полях, возможна кровля средней устойчивости.
Камерные	20-30	10-20	Породы любых классов устойчивости, любые размеры россыпи и любая глубина ее залегания, $m_{\text{пес}}$ до 5-6 м.
<i>Талые россыпи</i>			
Длинные столбы	до 25	до 2	Водоносные и сухие породы, допускающие обнажения по длине выработки до 1 м. Размеры россыпи любые.

Система	Удель- ный вес ПНР, %	Потери песков, %	Область применения
Корот- кие столбы	35-50	до 2	Водоносные и сухие породы, не допускающие обнажений, размеры россыпей небольшие (длина до 300 м).
Попе- речные заходки	10-15	до 2	Относительная устойчивость по- роды, допускаются обнажения по длине выработки 2-5 м. Водоносные и сухие россыпи небольшой ширины.

Потери и разубоживание. Потери измеряются в процентах от балансовых запасов. Принято различать потери эксплуатационные (допущенные во время добычи и транспортирования) и потери технологические (возникающие в процессах обогащения и металлургической переработки). В таблице 3.8 приведены с некоторыми сокращениями (сокращены позиции, не относящиеся к разработке россыпных месторождений) принятые в настоящее время классификации потерь [40].

Таблица 3.8 - Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений

Класс	Вид потерь полезного ископаемого
I.Общерудничные (общепромысловые) потери	Под объектами горного производства. Под объектами, не связанными с горным производством
II.Эксплуатационные потери	В недоработанной части целиков и подготовительных выработок
A. Потери полезного ископаемого в массиве	В целиках внутри выемочного участка. В почве и кровле пласта, по границам контуров россыпи. В местах выклинивания и на флангах пласта. Между выемочными слоями. В подработанных участках месторождения. В целиках у геологических нарушений, на затопленных и заваленных участках.

В. Потери отделенного от массива, отбитого полезного ископаемого	В подготовительных и очистных забоях при совмещенной выемке и смешивании с вмещающими породами. Оставленного в выработанном пространстве, на почве, на уступах, от смешения с обрушенными породами при выпуске и закладке, в местах погрузки, разгрузки, складирования, на транспортных путях горного производства.
--	---

Необходимо указать, поскольку потери соотносят с балансовыми запасами, подсчет которых допускает существенные погрешности, а сами они определяются с небольшой степенью точности, то установленная величина потерь всегда несколько условна. Прямые потери полезного ископаемого иногда называют количественными в отличие от качественных потерь или разубоживания. Разубоживание (потеря качества) заключается в снижении среднего содержания полезного ископаемого в песках (горной массе) за счет примешивания к ним пустых пород или пород с забалансовым содержанием полезного ископаемого. В большинстве случаев разубоживание является результатом технологической необходимости, которая появляется, например, при подземной разработке, когда мощность пласта песков меньше регламентированной правилами высоты выемки. Но в то же время разубоживание может оказаться и результатом непродуманной технологии, отступлений от проектных решений, изменения условий работы, аварий и т.д.

Разубоживание влечет за собой непроизводственные расходы на выемку, транспортирование, обогащение пустых пород и, кроме того, снижает качество обогащения.

Потери и разубоживание различны при разных способах разработки россыпных месторождений. Существуют нормативы

потерь, которые дают возможность по этому фактору приблизительно оценивать способ разработки.

Так, для подземной разработки потери составляют от 12 до 20-25 % (в зависимости от принятой системы разработки). При открытой разработке они составляют в среднем 3-6 %, при дражной – 10-12 %.

При подземной разработке основные потери связаны с оставлением целиков, необходимость в которых диктуется требованиями безопасности работ. Как правило, погашение целиков после отработки участка или всего шахтного поля не превышает 50 %, а временами оказывается вообще невозможным из-за повышенной опасности работы.

Для разработки россыпных месторождений контроль за потерями осложнен еще и тем, что пустые породы по внешнему виду обычно не отличаются от песков – границу между ними может показать только специальное опробование.

При подземной разработке следует учитывать разубоживание песков в результате укладки в один отвал не только песков, но и пустой породы от проведения вскрывающих и подготовительных выработок. Кроме того, на промывку поступает и порода от зачистки подотвальной площади (не менее

0,1 м). Поэтому в целом при подземной разработке разубоживание очень велико и может составлять до 100 % и более. Это еще один недостаток подземной разработки. В перспективе возможно применение скважинной гидродобычи и подземного выщелачивания, но уже сейчас можно заметить, что в этом случае учет потерь и разубоживания будет весьма ориентировочным.

Особенно недопустимы потери при промывке песков (технологические потери согласно приведенной классификации). В этом случае теряется полезное ископаемое, на добычу которого затрачены большие усилия и средства. Здесь в настоящее время два основных источника потерь – примитивность применяемой технологии обогащения и практическое отсутствие контроля за потерями. Кроме того, велики потери при транспортировании песков к промывочной установке, при обмыве валунов, в просыпях, в местах перегрузки и т.д. Несмотря на то, что в отчетных данных часто указывается высокая степень извлечения полезного ископаемого при промывке, этот показатель абсолютно недостоверен. Он в большой степени характеризует возможности технологии, которая часто нарушается и не соответствует характеристике полезного ископаемого и песков. Фактические потери при промывке могут достигать 25-30 %. Поэтому контроль за соблюдением технологии, за потерями при промывке является сегодня важнейшей задачей технической политики.

Основные показатели, характеризующие работу предприятия. Экономическая эффективность означает сопоставление результатов работы с затратами. Конкретный экономический эффект может определен быть несколькими показателями.

1. Прибыль – разница между установленной ценой продукции и ее фактической стоимостью

$$P_p = C - C, \quad (3.17)$$

где C - установленная цена; C - себестоимость продукции.

От прибыли зависит рентабельность.

Рентабельность – отношение абсолютной величины прибыли к стоимости производственных фондов (средства и предметы труда предприятия).

Себестоимость продукции – сумма эксплуатационных затрат на ее производство (на годовой объем или единицу продукции). Является основным хозяйственным показателем работы предприятия. Недостатком оценки деятельности предприятия через себестоимость является то, что не учитывается прибыль от капитальных вложений. Погашение части капитальных вложений учитывается в себестоимости через амортизационные отчисления.

Под капитальными вложениями понимают разовые затраты, произведенные в период проектирования, строительства, подготовки месторождения и эксплуатации, на производственное и другое строительство, приобретение техники, проведение горно-капитальных выработок и др. Все эти вложения должны не просто окупаться, но и давать прибыль. Показателем, учитываю-

щим не только себестоимость продукции, но и дополнительную прибыль от капитальных вложений являются приведенные затраты.

2. Приведенные затраты

$$\Pi = C + E_n \cdot K, \quad (3.18)$$

где E_n - нормативный коэффициент эффективности (обратная величина на сроку окупаемости (T) $E = \frac{1}{T}$) капитальных вложений. Рекомендуется принимать $E_n = 0,12 - 0,15$; K - сумма капитальных вложений. Этот показатель может быть использован только для сравнительных расчетов, для выбора более эффективного варианта технологии, для сравнения работы однотипных предприятий.

Показатели себестоимости и приведенных затрат могут также использоваться в качестве критериев оптимальности (основной показатель, по которому производят сравнение технологических вариантов и выбирают лучшее решение). Такие критерии используют при проектировании, планировании, определении направлений развития техники и технологии, создании новой техники и технологии.

Себестоимость чаще всего определяется на основе калькуляции (специального расчета) по видам работ и статьям затрат. При калькуляции по видам работ предварительно производятся расчеты по статьям затрат.

Статьи затрат:

1. Основная зарплата производственных рабочих.
2. Дополнительная зарплата производственных рабочих.
3. Отчисления на социальное страхование.
4. Материалы.
5. Технологическое топливо.
6. Энергия.
7. Отчисления на текущий ремонт.
8. Амортизация оборудования.
9. Транспортные расходы.
10. Прочие производственные расходы.

Капитальные вложения определяются в процессе проектирования по каждому объекту капитального строительства. Для приближенных расчетов существуют нормативы капитальных вложений на единицу продукции.

4 ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИС- КОПАЕМЫХ

4.1 Особенности скважинной технологии добычи

Новой технологией, позволяющей увеличить добычу и снизить себестоимость полезных ископаемых, избежать выдачи пустых пород на поверхность, исключить присутствие людей под землей, повысить производительность труда путем полной автоматизации и механизации добычи полезного ископаемого, является бесшахтный метод добычи полезного ископаемого – скважинная технология [45-48].

В горнотехнической литературе [45-47] широко используется также термин «*геотехнология*», выражающий ту же суть, что и скважинная технология добычи полезных ископаемых.

Под *геотехнологией* понимают науку, изучающую процессы, происходящие в горном массиве при добыче полезных ископаемых геотехнологическими методами (ГМ) и рассматриваемые во взаимосвязи с физико-геологической обстановкой. Геотехнологию можно рассматривать как науку о методах и средствах бесшахтных способов добычи полезных ископаемых.

ГМ можно классифицировать по принципу выделения видов подвижного состояния полезных ископаемых и способов их перевода в это состояние (таблица 4.1).

Для предварительного суждения о возможности применения того или иного ГМ можно воспользоваться таблицей 4.2, где представлены различные ГМ, характеризующиеся геотехнологическими свойствами полезного ископаемого и горной средой (одна или несколько гетерогенных систем с различными компонентами присутствующими в твердой, жидкой или газообразной фазах).

Создание научно-обоснованной теории геотехнологических процессов – одна из важнейших проблем ГМ (правильный выбор рабочего агента, доставка полезного ископаемого на поверхность и др.).

Таблица 4.1 – Классификация геотехнологических методов добычи полезных ископаемых

Подвижное состояние полезных ископаемых	Способы перевода полезных ископаемых в подвижное состояние			
	физическое	химическое	физико-химическое	биологическое
Газ	Воздействие температуры, давления (сублимация, перегонка)	Окисление, разложение (частичное или полное сжигание, обжиг)	Термохимическое разложение с участием физических полей	Бактериальное воздействие
Расплав	Воздействие температуры, давления (плавление)	-	Термохимическое разложение с участием физических полей	-
Раствор	Воздействие температуры и давления, физических полей	Выщелачивание и растворение	Растворение и выщелачивание с участием физических полей	Бактериальное выщелачивание
Подвижные смеси	Гидро-пневморазрушение	Растворение связующего вещества	Диспергирование поверхностно-активных веществ и физическими полями	Бактериальное разложение цемента

Таблица 4.2 – Возможные геотехнологические методы разработки

Геотехнологические свойства полезных ископаемых	Свойства залежи полезного ископаемого				
	Рудное тело – полезное ископаемое	Рудное тело, содержащее рассеянные включения полезных ископаемых			
		Проницаемые		Слабопроницаемые и водоупорные	
		пористые, рыхлые	трещиноватые и кавернозные	связные	скальные
Горючие и возгоняющиеся (переходящие в газообразное состояние)	Газификация (уголь)	Газификация (сланцы, торф)	Сжигание (сера)	Перегонка (сланцы)	Возгонка с предварительным дроблением (киноварь)
Легкоплавкие	-	Выплавка в электрических полях (битумы, тяжелые нефти)	Выплавка теплоносителем (сера, озокерит, битумы)	-	Выплавка токами высокой частоты (сера)
Растворимые	Растворение (каменные и калийные соли, бишофит и др.)	Выщелачивание (уран, ванадий, озокерит)	Выщелачивание (медь, полиметаллы)	-	Выщелачивание с предварительным дроблением (медь, никель и др.)
Диспергирующиеся	Гидродобыча (уголь, торф, песок)	Гидродобыча (фосфориты, марганец и россыпные металлы)	-	Гидродобыча с размывом	-

В мире 90 % каменных и калийных солей, в США 20 % меди (300 тыс.т в год), урана - более 4 тыс.т. в 1971 г. и более 80 % самородной серы добывается ГМ.

Наиболее широкое практическое применение получили подземное растворение солей, выплавка серы, скважинная гидродобыча, выщелачивание руд некоторых металлов (урана, меди), подземная газификация угля.

В стадии исследования находятся следующие методы скважинной добычи: растворение бишофита, выщелачивание железа, марганца, фосфоритов, возгонка ртути, добыча полезных ископаемых из подземных вод, подземное сжигание серы, гидрирование углей, использование тепла земных недр.

Пути интенсификации скважинной горной технологии определяет развитие микробиологии.

Скважинные методы добычи имеют следующие особенности:

- добыча полезного ископаемого, как правило, ведется через специально пробуренные до полезного ископаемого, оборудованные и подготовленные скважины (диаметр скважин от 100 до 400 мм);

- инструментом добычи являются рабочие агенты – флюиды (растворители, теплоносители и др.);

- подача флюидов к залежи и отвод полезного ископаемого на поверхность могут производиться как через одну и ту же скважину, так и через различные скважины;

- полезное ископаемое начинает перемещаться только после изменения его агрегатного состояния, т.е. перевода его из твердого состояния в подвижное;

- управление процессом добычи осуществляется с поверхности путем изменения параметров (расхода, температуры, давления, концентрации и др.), а также мест ввода рабочего агента и отбора полезного ископаемого;

- эксплуатируемое месторождение является объектом добычи и местом, где протекает технологический процесс, разработка его зональна и перемещается во времени у добычных скважин.

По сущности процесса воздействия на полезное ископаемое можно выделить следующие методы: *химические, физические и комбинированные.*

Химические методы основаны на растворении водой, выщелачивании растворами кислот (серной, соляной, азотной), щелочей, солей и других агентов, термохимической переработке полезного ископаемого сжиганием и обжигом.

Физические методы основаны на выплавке, возгонке, разрушении рыхлых пород струей воды.

Комбинированные методы основаны на использовании как химических, так и физических процессов (например, выщелачивание металлов в электрических полях, бактериальное выщелачивание).

Выбор метода разработки определяется свойством полезного ископаемого приобретать подвижность под воздействием рабочих агентов и физико-геологической обстановкой массива горных пород (пористость, проницаемость, трещиноватость, содержание полезного компонента, минерализация вод и др.).

Для россыпных месторождений золота и олова приемлемыми могут быть растворение и перевод в состояние гидродинамической смеси (пульпы).

Широкого практического применения они пока не получили, но опытные работы проводятся в ряде районов. Суть их заключается в том, что на площади месторождения пробуривают на горизонт россыпи ряды параллельных скважин. Назначение скважин чередуется по рядам: ряд закачных сменяется рядом откачных. При подземном выщелачивании (ПВ) в закачные скважины нагнетают соответствующие растворы, при скважинной гидродобыче (СГД) - воду. При этом в последнем случае не просто подают воду, а закачивают ее под большим давлением в подземный гидромонитор, оборудованный в конце скважины. Гидромонитор размывает породу и гонит ее к следующему ряду скважин, по которым пульпа откачивается на поверхность. Существуют специальные конструкции скважин и специальное оборудование, знакомство с которыми предусмотрено в отдельных технологических курсах. Здесь же укажем только трудности, которые могут встретиться при использовании геотехнологических методов для разработки россыпных месторождений.

Прежде всего это растворение. В нашей стране основным (фактически единственным) полезным ископаемым, добываемым

подземным способом из россыпей, является золото. Оно практически нерастворимо в обычных химических соединениях и может растворяться только в смеси кислот («царская водка»), в растворах цианидов и в тиомочевине. Все эти вещества очень токсичны, весьма дороги, само растворение происходит медленно. Кроме того, и это общий недостаток всех геотехнологических методов – контроль за полнотой растворения, а следовательно и извлечения полезного ископаемого невозможен. Полноту растворения можно устанавливать только по косвенным признакам. В россыпях золота часто присутствуют крупные куски – самородки. Такие куски могут остаться нерастворенными и будут потеряны. В то же время очень заманчивым объектом для подобной технологии являются многолетнемерзлые россыпи. В них можно растворение совместить с оттайкой, оставив в мерзлом состоянии все вмещающие породы и оттаяв только пласт песков. Тем самым будет создано замкнутое пространство, в пределах которого окажутся локализованными все ядовитые растворы. Вопрос требует дальнейшего изучения, и, очевидно, в благоприятных условиях такое растворение (выщелачивание) может оказаться весьма целесообразным.

Еще более перспективным представляется СГД. Однако и здесь возникает ряд вопросов и прежде всего о крупных (и даже не очень крупных) самородках. В какой мере можно рассчитывать, что они будут подниматься потоком пульпы на поверхность, сказать пока трудно. Хотя некоторые опыты с имитаторами дают обнадеживающие результаты. Контроль за потерями при этом также невозможен. Например, следует ожидать, что при неровном или трещиноватом плотике эти потери будут весьма ощутимы.

Тем не менее оба эти направления заслуживают самого серьезного внимания. Дальнейшие работы дадут возможность четко определить области их применения при разработке россыпных месторождений и окончательно отработать технологию.

Если себестоимость добычи полезных ископаемых обычным шахтным способом с применением буровзрывных работ принять за единицу, то стоимость извлечения другими способами ориентировочно будет находиться в следующих пределах [49]:

- добыча серы расплавлением с откачкой эрлифтом – 0,3-0,5;
- подземное выщелачивание меди – 0,2-0,4;

- растворение соли через скважины – 0,2-0,3;
- подземное выщелачивание осадочных редких элементов – 0,5-0,75;
- выщелачивание меди из непромышленных руд ($\leq 0,5 \%$ Cu) с применением ядерных взрывов – 0,6-0,75;
- подземное выщелачивание бактериальными растворителями – до 0,15.

Предприятия, использующие микроорганизмы для добычи меди, имеются в США, Австралии, Испании, Португалии и в ряде других стран.

Основными отличительными особенностями специальных способов, влияющих на схему вскрытия месторождения, являются:

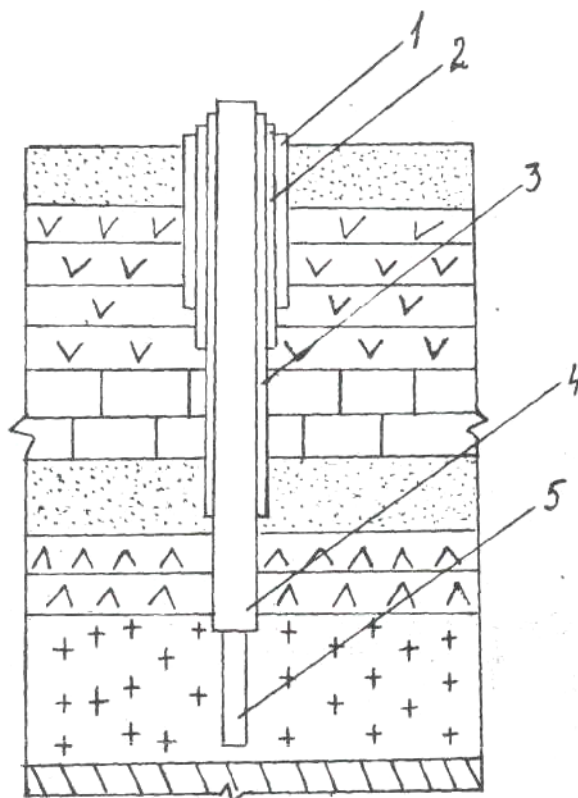
- значительное сокращение выдаваемой на поверхность горной массы при одинаковой производительности рудника по металлу;
- резкое сокращение численности трудящихся, числа забоев, необходимого количества воздуха для проветривания рудника (отсутствие выпуска руды из блоков, погрузки и транспортировки ее, подъема на поверхность);
- значительное уменьшение поперечного сечения вскрывающих и подготовительных выработок.

Строение скважины и подготовка ее к работе. При скважинных методах добычные скважины являются одновременно вскрывающими, подготовительными и нарезными выработками. На забой скважины воздействуют рабочими агентами и с него получают подвижное полезное ископаемое. Область продуктивной залежи вокруг добычной скважины называется *призабойной зоной*. По своему назначению вскрывающие скважины подразделяются на *добычные и вспомогательные* (разведочные, водоотливные, оценочные и контрольные).

В зависимости от типа скважин вскрытие месторождения может осуществляться *вертикальными скважинами, наклонно-горизонтальными* и совместно *вертикальными и наклонными скважинами*.

Выбор конструкции скважин зависит от многих геологических и технических факторов (технология добычи, глубина и мощность водоносных горизонтов продуктивной залежи).

Конструкция скважины (рисунок 4.1) включает в себя: *направление*, предназначенное для крепления устья скважины (при большой глубине оно тщательно цементируется и надежно закреп-



1 – направление; 2 – кондуктор; 3 – промежуточная труба; 4 – колонна обсадных труб; 5 – участок скважины без обсадных труб

Рисунок 4.1 – Конструкция добычной скважины

ляется, а при небольшой глубине – не применяется); *кондуктор*, перекрывающий верхнюю часть скважины и обеспечивающий изоляцию верхних водоносных горизонтов, а также вертикальность скважины (обязательно цементируется с подъемом цемента до устья скважины); *колонну обсадных труб*, которая спускается до залежи (для обеспечения их герметичности осуществляется цементация затрубного пространства и испытание его на герметичность).

Процесс крепления скважин разделяется на два этапа: *спуск обсадных труб* и их *цементацию* (один из основных моментов в подготовке скважины к эксплуатации).

Хорошо выполненный тампонаж затрубного пространства обеспечивает герметичность, а, следовательно, успех работы

скважины при добыче полезного ископаемого. Перед цементацией затрубное пространство промывается водой или глинистым раствором. После закачки расчетного количества цемента в скважину подается глинистый раствор в количестве, соответствующем внутреннему объему труб за вычетом объема цементного стакана, высота которого принимается обычно равной 5-10 м. После окончания цементации скважину оставляют в покое на 16-24 часа для затвердевания цементного раствора.

Испытание скважины на герметичность или опрессовка скважин производится в два приема: *испытание на герметичность обсадных труб* и *испытание герметичности цементации*.

Первое производится после затвердевания цемента, но до разбуривания цементного башмака. При глубине скважины 100-200 м колонна труб испытывается под давлением в 2-3 раза превышающим давление рабочего агента в процессе разработки, т.е. давление над устьем должно быть 30-50 ат. При больших глубинах (до 1000 м) испытание ведется под давлением 60-100 ат.

Испытание герметичности цементации производится после разбуривания цементного башмака в трубе и под колонной обсадных труб (давление равно двойному давлению рабочего агента).

Герметичность испытывается водой, нагнетаемой поршневым или центробежным насосом (при значительной приемлемости скважины). Отсутствие падения давления от заданной величины в течение часа указывает на надежную цементацию скважины. В водопоглощающие скважины вода закачивается в течение смены под давлением, в два раза превышающим рабочее давление. При появлении воды в затрубном пространстве приступают к повторной цементации скважины.

После опрессовки производится оборудование добычных скважин. Под *оборудованием добычной скважины* подразумевается спуск в нее колонн эксплуатационных труб, специально изготовленных для ведения технологического процесса добычи.

Выбор диаметра труб в основном зависит от диаметра скважины. Для подачи воды диаметр труб составляет 6-8", а для выдачи полезного ископаемого – 3-4". Скважины оборудуются трубами непосредственно перед пуском в работу.

Оборудование устья скважины заключается в обвязке колонн труб устьевой арматурой, которая герметизирует устье и обеспечивает возможность раздельного движения рабочих агентов (горячая вода, жидкая сера, воздух или вода, рассол, нерастворитель) в трубах. Оборудование устья может осуществляться различно в зависимости от конкретных условий работы скважины.

Режим работы скважины. При вводе скважины в эксплуатацию определяется темп разработки месторождения, число одновременно работающих скважин и очередность их включения в работу.

Темп разработки месторождения должен обеспечить равномерность добычи в среднем по участку, полю руднику. Каждая добычная скважина характеризуется подъемом добычи, ее максимумом и плавным уменьшением. Поэтому для поддержания средней добычи рудника одновременно должны работать скважины на различных режимах (при максимальных, средних и минимальных показателях). Время эксплуатации $t_{\text{э}}$ добычной скважины определяется по формуле

$$t_{\text{э}} = \frac{B_{\text{скв}} \cdot q \cdot \eta}{24Q}, \quad (4.1)$$

где $B_{\text{скв}}$ - запасы добычной скважины; q - средний расход рабочих агентов на 1 т; η - коэффициент извлечения полезного ископаемого, доли ед.; Q - часовой расход рабочих агентов, т; 24 - количество часов в сутках.

Скорость подвигания фронта отработки определяется временем работы добычных скважин.

Число одновременно работающих скважин должно обеспечить заданную производительность предприятия

$$n_{\text{о.р}} = A_{\text{ч}} / A_{\text{скв.ч}}, \quad (4.2)$$

где $n_{o.p}$ - число одновременно работающих скважин, шт.; $A_{\text{ч}}$ - производительность рудника, т/ч; $A_{\text{скв.ч}}$ - производительность скважины, т/ч.

В связи с тем, что производительность добычной скважины носит случайный характер и требуется резерв, общее число необходимых скважин определяется по формуле

$$n_{об} = K \frac{A_{\text{сут}}}{A_{\text{скв.}}} (T_{\text{п}} + T_{\text{р}}), \quad (4.3)$$

где $n_{об}$ - общее число скважин, обеспечивающих заданный объем добычи, шт.; $A_{\text{сут}}$ - суточная добыча рудника, т; $A_{\text{скв.}}$ - средняя добыча из скважины за весь срок службы, т; $T_{\text{п}}$ - время бурения и подготовки скважины, сут.; $T_{\text{р}}$ - время работы скважины, сут.; K - коэффициент запаса (зависит от конкретных геологических условий и надежности работы оборудования).

Порядок ввода скважин в работу определяется общим направлением разработки и условием поддержания единого фронта работ. Эксплуатация месторождения может осуществляться *одиночными* скважинами, *блоками* скважин и их *рядами*. Выбор системы разработки определяется физико-геологической обстановкой. Например, блочную систему разработки целесообразно использовать при высокой проницаемости залежи, так как взаимодействие скважин создает дополнительное сопротивление и позволяет более равномерно распределять рабочие агенты по залежи. Систему разработки рядами скважин целесообразно использовать при низкой проницаемости массива, так как соседние ряды возможно использовать как водоотливные.

Системы разработки при скважинной добыче. Исходными данными для проектирования системы разработки являются плановая производственная мощность предприятия и физико-геологическая обстановка залежи. Производственная мощность предприятия определяется наличием запасов полезного ископаемого, степенью извлечения его из недр и сроком отработки месторождения, а физико-геологическая обстановка – физическими, химическими, геологическими характеристиками полезного ис-

копаемого и массива в целом. Кроме того, значительное влияние на показатели работы предприятия оказывают экономико-географические условия.

Выбрать систему разработки – это значит определить направление отработки залежи в целом, установить сетку расположения скважин и темпы их бурения, порядок ввода в эксплуатацию добычных и вспомогательных скважин.

Единой рациональной системы разработки для всех месторождений не может быть. Даже на одном месторождении для различных участков могут рекомендоваться разные системы разработки.

Направление отработки определяется с учетом элементов залегания, формы залежи, гидрогеологических условий. По этим факторам в плане месторождения выделяются первоочередные объекты разработки. Направление отработки должно учитывать движение подземных вод, структуру залежи, т.е. отработка должна осуществляться в направлении падения, восстания или простирания залежи. Желательно, чтобы ряды скважин полностью пересекали залежь, достигая ее границ. При выборе последовательности отработки отдельных участков необходимо стремиться к обеспечению минимального числа стыковок, так как это ведет к потере рабочих агентов. Скважины располагаются по определенной геометрической сетке, например, кольцами или рядами.

Определение основных параметров скважинной добычи. Одним из основных элементов системы разработки скважинными методами добычи является сетка расположения скважин. В зависимости от производительности и других физико-геологических условий разработки сетка скважин может быть *равномерная* и *неравномерная*. Равномерная сетка может быть *квадратной*, *треугольной*, *пяти-* и *шестиугольной*. Треугольная сетка скважин в сравнении с квадратной позволяет более полно охватить месторождение зоной отработки.

При наклонном залегании пластов или направленной фильтрации скважины целесообразно располагать в вершинах равнобедренных треугольников. В этом случае расстояние между рядами скважин принимается больше, чем между скважинами.

Расстояние между скважинами должно обеспечивать наименьшее их число для разработки залежи.

С экономической точки зрения расстояние между скважинами определяется из расчета окупаемости затрат на сооружение скважин и их эксплуатацию (упрощенный технико-экономический расчет, связанный с качественной оценкой)

$$L \cdot b \geq \frac{B_u}{M \cdot c \cdot \gamma \cdot \eta}, \quad (4.4)$$

где L, b - соответственно, расстояние между рядами скважин и в ряду, м; B_u - извлекаемые балансовые запасы, т; M - мощность залежи, м; c - среднее содержание полезного компонента, доли ед.; γ - плотность полезного ископаемого в массиве, т/м³; η - коэффициент извлечения полезного ископаемого, определяется по выражению

$$\eta = \eta_0 \cdot \eta_T, \quad (4.5)$$

где η_0 - коэффициент охвата залежи (связан с системой разработки), доли ед.; η_T - технологический коэффициент извлечения (в зоне действия скважины), доли ед.

Увеличение извлечения полезного ископаемого в результате уплотнения сетки скважин влечет за собой повышение затрат на добычу, что вызывает необходимость определения оптимальной сетки скважин.

Сетка добычных скважин, отвечающая требованиям оптимальной отработки месторождения определяется в результате анализа технико-экономической модели процесса.

В качестве критерия принимается максимальная суммарная прибыль. Прибыль предприятия равна

$$\Pi = \Pi - C - Y, \quad (4.6)$$

где Π - прибыль предприятия, руб.; Π - стоимость реализованной продукции, руб; C - себестоимость продукции, руб/т; Y - ущерб от недоизвлечения части балансовых запасов, руб;

$$Ц = u_0 \cdot B \cdot \eta, \quad (4.7)$$

где u_0 - стоимость тонны реализованной продукции, руб/т;
 B - балансовые запасы месторождения, т.

$$Y = y \cdot B \cdot (1 - \eta), \quad (4.8)$$

где y - величина ущерба, вызванного недоизвлечением 1 т балансовых запасов, руб.

Для определения параметров сетки добычных скважин, соответствующих экономически целесообразному коэффициенту извлечения, необходимо максимизировать суммарную прибыль с учетом ценности теряемых балансовых запасов

$$\Pi = u_0 \cdot B \cdot \eta - \left[B_{cp} \frac{F}{L \cdot b} + C_p \cdot q_p + P_{экс} \right] \cdot B \cdot \eta - y \cdot B \cdot (1 - \eta) \rightarrow \max, \quad (4.9)$$

где B_{cp} - средняя восстановительная стоимость скважины, руб;
 F - площадь месторождения, м²; C_p - стоимость 1 м³ рабочего агента, руб; q_p - затраты рабочего агента на 1 т полезного ископаемого, м³; $P_{экс}$ - эксплуатационные затраты на добычу за вычетом затрат на рабочие агенты и горно-подготовительные работы.

Для составления технико-экономической модели процесса необходимо установить ряд зависимостей, из которых основной является зависимость коэффициента извлечения от параметров сетки расположения скважин.

4.2 Геотехнологические методы разработки пластовых месторождений

Установлено, что запасы угля превосходят запасы нефти и природного газа не менее, чем в 10 раз. В то же время развитие современного общества характеризуется возрастающими темпами энергопотребления. Так, в начале XX-го века оно не превышало 1 млрд.т условного топлива (т у.т.) в год, в 1980 г. – более 10 млрд.т у.т. и в 2002 г. – 29,9 млрд.т у.т. В среднем за 40-летний период (1950-1990 гг.) прирост мирового потребления энергии составил около 4,5 % в год и по прогнозам такой прирост сохранится и до 2020 г.

Рост стоимости нефти и газа и интенсивное истощение наиболее богатых месторождений приводит к возрастанию доли угля в топливно-энергетическом балансе мира.

В настоящее время достаточно глубоко разработаны теоретические основы перевода угля в подвижное состояние, которые используют осуществленные или принципиально возможные способы воздействия на уголь с целью получения качественного топлива или химического сырья [50].

Способы воздействия на уголь разделяют на *физические, химические и физико-химические*.

К физическим способам воздействия относятся способы разложения вещества под действием температур (пиролиз, термолит), электротоком, излучением, плазмой и др.

К химическим способам относятся способы разложения и растворения вещества на элементы (галогенирование) и экстракция растворителями (элементная и комплексная) и т.п.

К физико-химическим способам относятся способы превращения одного вида топлива в другой (гидрогенизация), превращение твердого топлива в горючий газ (газификация) и др.

Несмотря на несомненные достоинства геотехнологических методов, до настоящего времени широкого применения в угольной промышленности они не получили в связи с недостаточной

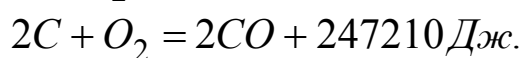
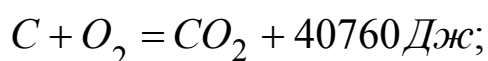
изученностью протекающих процессов и слабой технической базой. В частности, для разработки угольных месторождений, кроме метода подземной газификации, на практике геотехнологические методы не применялись.

Анализ показывает, что основу геотехнологии должен составлять простой физико-химический процесс, не требующий сложного управления и дорогих материалов и реактивов.

Подземная газификация угля (ПГУ). Идея осуществления подземной газификации угля была высказана сравнительно давно, но несмотря на то, что в последнее время ведутся значительные научные работы в этом направлении, за исключением ряда опытно-промышленных предприятий, широкого применения процесс не получил.

Основу подземной газификации составляет термохимический процесс превращения угля (с помощью свободного или связанного кислорода) непосредственно в недрах земли в горючие газы, пригодные для энергетических или химико - технологических целей. Кислород вводится в процесс в свободном виде (чистый кислород, кислород воздуха) или в связанном состоянии (водяной пар, диоксид углерода).

Главными продуктами реагирования кислорода с угольной поверхностью являются диоксид и оксид углерода:



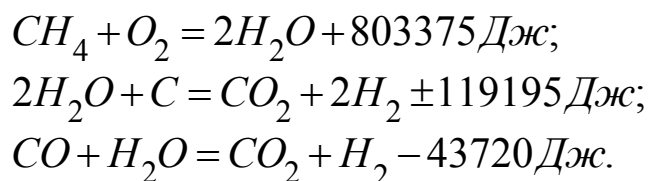
Оксид углерода в присутствии кислорода частично сгорает до двуокиси углерода



Одновременно некоторая часть диоксида углерода восстанавливается на раскаленной угольной поверхности до оксида углерода



Наряду с этими реакциями параллельно протекают реакции с летучими продуктами и водяными парами:



Интенсивность протекания процесса подземной газификации угля и качественный состав получаемого газа во многом зависят от температуры, при которой протекают реакции окисления; давления в подземном газогенераторе; интенсивности дутья; состава дутья; свойств угля и вмещающих пород. Одним из необходимых условий повышения интенсивности процесса подземной газификации является поддержание высоких температур. Повышение температуры приводит к возрастанию скорости диффузии и одновременно вызывает быстрое возрастание скорости химического взаимодействия между реагирующими веществами.

Несмотря на несомненные достоинства метода подземной газификации угля (получаемый продукт удобен в применении, невысокие капитальные затраты на освоение производства, добыча угля ведется без присутствия людей и т.д.), присущие ему недостатки настолько серьезны, что для того, чтобы промышленное его применение стало реальным, необходим объем дополнительных исследований.

Основными недостатками ПГУ являются: низкая калорийность синтетического газа, большие потери полезного ископаемого и сравнительно высокая стоимость полученного газа.

Для улучшения показателей процесса предлагается и проводится комплекс мероприятий. К ним относятся:

- поиск наиболее эффективного и выгодного окислителя;
- поиск оптимальных условий протекания процесса;
- создание технологических комплексов по производству синтетического газа;

- создание комплексов ПГУ с применением в качестве источников тепловой энергии атомной электростанции (французский проект);

- создание комплексов ПГУ с комплексным использованием синтетического газа.

Предлагается целый ряд проектов для увеличения эффективности процесса ПГУ. Компанией «Когаз» (Германия) запатентован метод подземной газификации угля с последующим растворением остающихся конусообразных целиков. Процесс ведется в три этапа: на первом этапе идет классический процесс (ПГУ), после чего в скважину подается вода. В результате этого из выдачной скважины первоначально идет газ, пригодный как химическое сырье, а по окончании процесса только пар (при этом температура вмещающих пород снижается до 450^0). На третьем этапе в скважину подается водород, в результате чего оставшиеся после газификации целики угля растворяются. Полученный продукт – «сырая нефть» имеет высокую калорийность.

Определенный интерес представляет процесс ПГУ с применением ядерных взрывов.

В США была предложена экспериментальная программа использования энергии бурового угля без выдачи его на поверхность, включающая применение ядерных взрывов перед подземной газификацией угольных пластов. Программа получила наименование «Сандерберд».

Одним из пунктов проекта «Сандерберд» является проведение подземной газификации всей свиты пластов бурого угля месторождения «Вайоминг» (6 пластов мощностью до 15 м) с предварительным разрушением ее ядерным взрывом.

После взрывания ядерного устройства мощностью 50 кт на глубине 660 м от поверхности в почве нижней пачки угольных пластов образуется ядерный эллипсоид, захватывающий всю свиту пластов. По расчетам ожидаются следующие результаты взрыва: ядерный эллипсоид радиусом около 30 м и высотой 194 м, вокруг эллипсоида в радиусе 90 м образуется хорошо проницаемая зона трещиноватости, количество угля в раздробленной массе составит 500 тыс.т. После поджигания (розжига) раздробленного

угля и регулируемой подачи кислорода через специальную скважину в эллипсоиде разовьется процесс газификации. Продукты газификации будут отводиться через скважину, пробуренную в вершине эллипсоида.

По оценкам специалистов метод подземной газификации углей наиболее перспективен при использовании синтетического газа на месте, так как транспортирование значительно увеличивает стоимость газа.

По всей видимости, метод подземной газификации угля получит промышленное применение при разработке участков месторождений со сложной геологией и глубоким залеганием пластов, там, где невозможна разработка традиционными способами (проекты отработки ряда месторождений Бельгии, Франции и т.д.).

На данном этапе синтетический газ неконкурентоспособен по сравнению с природным.

Экстракцией угля называется растворение органической части угля специальными растворителями, в результате чего получают смесь жидких углеводородов, т.е. жидкое топливо. Большим преимуществом этого метода является отсутствие минеральных примесей в получаемом топливе, так как минеральная часть органическими растворителями не растворяется. Поиски сводятся к выбору эффективного и дешевого растворителя и определению наиболее рациональных параметров протекания процесса. К настоящему времени в этой области накоплен значительный опыт.

Использовать для создания реальной геотехнологической схемы процесс экстракции в том виде, в котором он сейчас существует, невозможно. Недостатки, присущие методу экстракции, слишком велики. Современный процесс требует предварительного измельчения угля, что связано с введением в технологию дополнительных технически трудно осуществимых операций. Способ требует большого расхода дорогостоящего растворителя, что делает процесс нерентабельным. Существующие растворители эффективно работают в диапазоне температур 400-800⁰С, что также влечет за собой необходимость введения в процесс дополнительных операций. Реальное осуществление подземной экс-

тракции угля связано с дополнительными работами по созданию эффективного, дешевого растворителя, обладающего высокой проницаемостью и работающего при низких температурах.

Создание технологии подземной экстракции в ближайшее время маловероятно.

Гидрогенизация. Одним из возможных способов превращения угля в жидкое топливо является гидрогенизация угля. Сущность гидрогенизации состоит в непосредственном насыщении водородом ненасыщенных соединений, либо в расщеплении высокомолекулярных соединений с одновременным присоединением водорода к продуктам расщепления (деструктивная гидрогенизация).

Процесс гидрогенизации характеризуется применением высокого давления (до 70 МПа), высокой температуры (до 400-550⁰) и катализаторов (железа, никеля, кобальта, молибдена и других металлов).

Способ гидрогенизации применяется в условиях стационарных установок на поверхности с целью получения жидких топлив.

Гидрогенизация твердого угля обычно производится в несколько ступеней или фаз. В первой (жидкой) фазе гидрогенизации происходит расщепление угля с образованием промежуточного продукта – среднего масла. Во второй (паровой) фазе из низкокипящих (средних) масел получают бензин.

Подземное гидрирование угля (искусственное получение жидких углеводородов из каменных углей) можно осуществить через систему добычных скважин, пробуренных с поверхности. Из 1 т угля можно получить 600-650 кг различных нефтепродуктов, не уступающих по своим качествам продуктам, извлекаемым из природной нефти. Метод подземного гидрирования угля находится в стадии исследований и имеет значительные перспективы.

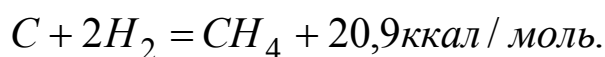
К настоящему времени опытно-промышленные испытания процесса подземного гидрирования не проводились.

Предполагается, что процесс гидрирования угля будет проводиться в несколько последовательных этапов. Перед гидриро-

ванием уголь обязательно измельчается для получения большой поверхности контакта его с водородом.

Операция предварительного измельчения угля значительно снижает достоинства и преимущества процесса. В связи с относительно высокой стоимостью водорода необходимо предусмотреть использование в качестве реагента части жидких продуктов, получаемых в ходе процесса.

Наиболее перспективной является газификация водородом или так называемая гидрирующая газификация (гидрогенизация)



Главный продукт газификации – метан не реагирует со средством газификации – водородом, а теплотворная способность продуктивного газа повышается до 8000-9000 ккал/м³.

Исследованиями установлено, что для получения продуктивного газа с содержанием метана 80-90 % необходима подача в угольный пласт водорода, нагретого до 400-500⁰ С под давлением более 10 атм. Для нагрева водорода может быть использована энергия ядерных реакторов. Для повышения полноты процесса выгазовывания угля предлагается метод переменного давления. Для этого нагретый водород подается во входящую скважину под давлением в пласт угля, подготовленный для газификации. Газу дается время для реакции при статическом давлении, чтобы гарантировать проникновение его в зоны газификации. Затем переходят в фазу разгрузки, при которой по отводному газовому трубопроводу из месторождения выдается продуктивный газ и водяной пар. Выходящий из месторождения продуктивный газ (метан) после отделения может подаваться к потребителю или при участии большого количества тепла (ядерных реакторов) может быть превращен в водород и окись углерода.

Каждый из полученных типов продуктивного газа после соответствующего разделения и очистки может быть использован

потребителем. Наряду с получением продуктивного газа из 1 т каменного угля можно получить 0,6-0,65 т жидких продуктов, идентичных по качеству продуктам, полученным из нефти [51].

Разработке данного метода газификации уделяется большое внимание за рубежом (США, Германии, др. странах). В США создан наземный опытный газогенератор для газификации пылевидного низкосортного топлива. В качестве теплоносителя использован гелий с температурой 1200°C , который нагревался в ядерном реакторе. По расчетам стоимость полученного газа с учетом капиталовложений в 1,5 раза ниже, чем при парокислородной газификации.

В бывшем СССР действовали две станции подземной газификации углей – на Ангренском месторождении и в Кузбассе. Средняя годовая себестоимость газа на Ангренской и Южно-Абинской станциях составляла около 40 руб. на 1 т условного топлива при максимуме производства газа она составляла 14-18 руб. (в ценах до 1990 г.).

При одинаковой производственной мощности срок строительства станции ПГУ в 2,5-3 раза короче, чем шахты, а капиталовложения в 2 раза меньше.

Достоинства метода подземной газификации: не нарушается плодородный слой почвы, нет отвалов, процесс легко автоматизируется и поддается дистанционному управлению. Благоприятные условия применения ПГУ в Подмосковном, Ангренском и Канско-Ачинском бассейнах.

Эксперимент по ПГУ на больших глубинах (800-1200 м) проводился специалистами Бельгии и ФРГ около города Тулен. Газификации подвергался пласт каменного угля на глубине 860 м мощностью 6 м газифицирующей смесью кислорода и водяной смесью кислорода и водяной взвесью под давлением 4,5 МПа.

Технология добычи метана при подземной разработке угля. По геологическим оценкам запасы метана в угленосных толщах в 5-7 раз превышают разведанные запасы природного газа и составляют на угольных месторождениях на территории России на глубинах до 1800 м 100-130 трлн.м³, в том числе в Кузнецком бассейне – 20-25 трлн.м³.

Большие запасы метана дают основание рассматривать угольные месторождения как газозольные.

Существующие технологии извлечения метана с использованием скважин представляют практический интерес на действующих и строящихся шахтах, т.е. рассчитанные на 20-25-летний срок добычи. Например, для Кузбасского бассейна оценивается в 240 млрд.м³ [50].

Сущность добычи метана из угольных пластов заключается в его извлечении через скважины с дегазацией пластов угля и последующей переработкой газа в конечный (полезный) продукт, реализация которого позволит снизить себестоимость добычи угля.

Основным условием использования способов дегазации для добычи метана является обеспечение стабильности дебитов и концентрации метана в дегазационной системе.

Основное количество метана извлекается из скважин, пробуренных из подземных горных выработок по разрабатываемому пласту в купола обрушения и на подрабатываемые сближенные угольные пласты. Добываемая из подземных скважин метановоздушная смесь характеризуется значительным колебанием дебитов и концентраций метана в ней.

При дегазации выработанных пространств и разгруженных пластов скважинами, пробуренными с поверхности, дебиты и концентрации метана обычно высоки, но срок службы скважин невелик.

Небольшое количество получаемого из скважин газа требует отказа от его транспортирования на расстояние свыше 5 км (по условиям мощности шахтного компрессорного и вакуумно-сосного оборудования), т.е. ведется использование его на месте извлечения. В связи с этим срок эксплуатации скважин должен соответствовать сроку эксплуатации оборудования по его использованию (не менее 5-10 лет).

Предпосылкой при разработке технологии добычи шахтного метана является то, что газопроницаемость и газоотдача ненарушенного массива, как коллектора метана, незначительна и практического интереса для добычи газа не представляет. Газопрони-

цаемость искусственно нарушенного угленосного массива путем гидрорасчленения возрастает в 10^2 - 10^3 раз, путем подработки горными работами - в 10^4 - 10^5 раз. Газоотдача массива возрастает в 10-15 раз в результате воздействия активных жидкостей в режиме гидрорасчленения и десорбции метана из подработанных и надработанных пластов.

Сущность гидрорасчленения заключается в нагнетании в угольный пласт рабочей жидкости (вода с добавками поверхностно-активных и химически активных веществ) с темпами, превышающими естественную преемственность пласта, в результате чего расширяются и раскрываются природные трещины в пласте, образуя ориентированную к скважине систему трещин. При откачке рабочей жидкости по этой системе трещин к скважине поступает газ, извлекаемый на поверхность.

Способ дегазации угольных пластов путем их гидрорасчленения в отдельности и в комплексе с пластовой дегазацией в наибольшей степени удовлетворяет этим требованиям и поэтому является основой для разработки технологии добычи высококондиционного шахтного метана. Внедрение гидрорасчленения позволило добиться стабильных дебитов метана в течение трех-четырех лет с содержанием метана более 95%. Дебит метана из одной скважины колеблется от 1000 до 6000 м³/сут при отработке свиты из трех-четырех пластов.

Добыча шахтного метана реализуется в следующих вариантах технологических схем:

1. Использование способа гидрорасчленения неразгруженных угольных пластов с последующим регулированием дебита метана путем группирования скважин и применения различных мероприятий по интенсификации газоотдачи пластов. При этом необходимо повысить срок эффективной эксплуатации скважин гидрорасчленения до 10 и более лет и обеспечить за этот период извлечение метана до 10-12 м³/т.

2. Использование для извлечения метана пластовых скважин, пробуренных в зонах гидрорасчленения, для чего необходимо повысить среднее содержание метана в смеси, извлекаемой группой пластовых скважин, до 60% за счет упрощения шахтного

газопровода и вывода на поверхность через магистральную скважину.

Разработанная технология добычи шахтного метана ставит конечной целью повышение эффективности разработки угольных месторождений.

Использование высококалорийного, попутно добываемого в угольных шахтах рудничного газа имеет важное значение при утилизации газа простейшим способом – в шахтных котельных для подогрева воды (отопления административных шахтных зданий, шахтных поселков, бань, столовых и т.п.).

Необходимость использования рудничного газа диктуется необходимостью комплексного использования недр и охраны окружающей среды, так как замена в топках шахтных котельных угля газом уменьшает загрязненность атмосферы и позволяет значительно снизить за счет автоматизации процесса сжигания газа затраты на обслуживание шахтной котельной.

Отсасываемая при помощи дегазационных систем концентрированная метановоздушная смесь в большинстве случаев не взрывоопасна (коэффициент запаса безопасности при содержании метана в каптируемой газовой смеси свыше 30 % равен 2) и в то же время обладает высокой теплотой сгорания и легко передается по газопроводам на значительные расстояния, вследствие чего представляет собой высокоэффективное топливо местного значения.

Под *коэффициентом запаса безопасности* понимается отношение концентрации метана в каптируемой метановоздушной смеси к верхнему пределу взрывчатости метана.

4.3 Методы подземного растворения солей

Добыча соли – одна из древнейших отраслей горного дела. В мировой практике широкое распространение получил скважинный метод добычи каменной соли подземным растворением. В последние годы этот метод начал применяться при разработке калийных солей.

Сущность метода растворения соли через скважины схематично может быть представлена в следующем виде. Толща покрывающих пород пересекается скважиной, которая обсаживается и цементируется. Затем скважина добурируется по соли до проектной отметки, производится спуск соосно расположенных колонн водоподающих и рассолоподъемных труб. В скважину нагнетается пресная вода, которая растворяет соль. Под давлением рассол поднимается на поверхность по колонне рассолоподъемных труб.

Различают *неуправляемое* и *управляемое* подземное растворение солей.

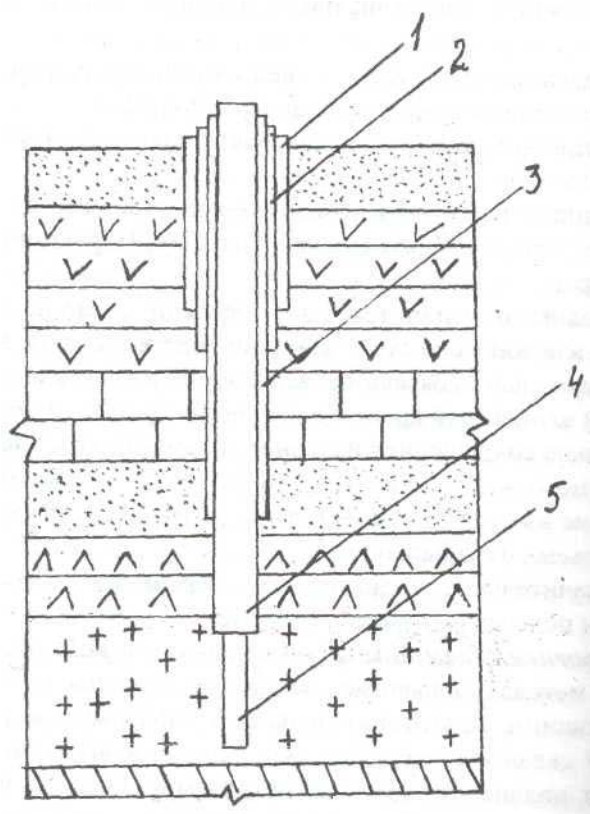
Неуправляемые методы растворения солей. К неуправляемому подземному растворению солей относятся *прямоточное* и *противоточное* растворение. Для осуществления данных методов растворения солей в подготовленную для эксплуатации скважину опускается одна колонна труб, нижний конец которой устанавливается на расстоянии 1-2 м от почвы пласта.

При прямоточном растворении пласта (рисунок 4.2) вода направляется по трубе, а рассол выдавливается по межтрубному пространству. В начале осуществляется растворение стенок скважины, в результате чего образуется камера грушевидной формы. В камере имеются две зоны движения жидкости: околоствольная, в которой вода, а затем рассол движутся снизу вверх; периферийная, в которой рассол опускается сверху вниз.

При данном способе не происходит интенсивного растворения стенок камеры, так как рассол скапливается в нижней части камеры.

Недостатки прямоточного метода:

- происходит стихийное формообразование камеры;
- низкий коэффициент извлечения соли (до 2,5 %);
- опасность оседания земной поверхности в период эксплуатации скважины;
- малая производительность скважины (до 15-20 м³/ч) и небольшой срок эксплуатации скважины (не более 3-5 лет).



1 – 14 – этапы формирования камеры

Рисунок 4.2 – Развитие камеры при прямоточном растворении солей

Достоинства метода:

- малая продолжительность подготовительного периода (около одного месяца);
- малые затраты на оборудование скважины (облегченная конструкция).

При противоточном растворении (рисунок 4.3) подача воды осуществляется по межтрубному пространству. Рассол накапливается в нижней части камеры и выдается на поверхность по внутренней колонне труб. Наличие пресной воды в верхней части камеры способствует интенсивному образованию в кровле залежи широкой полости (скорость расширения полости до 3 см/сутки).

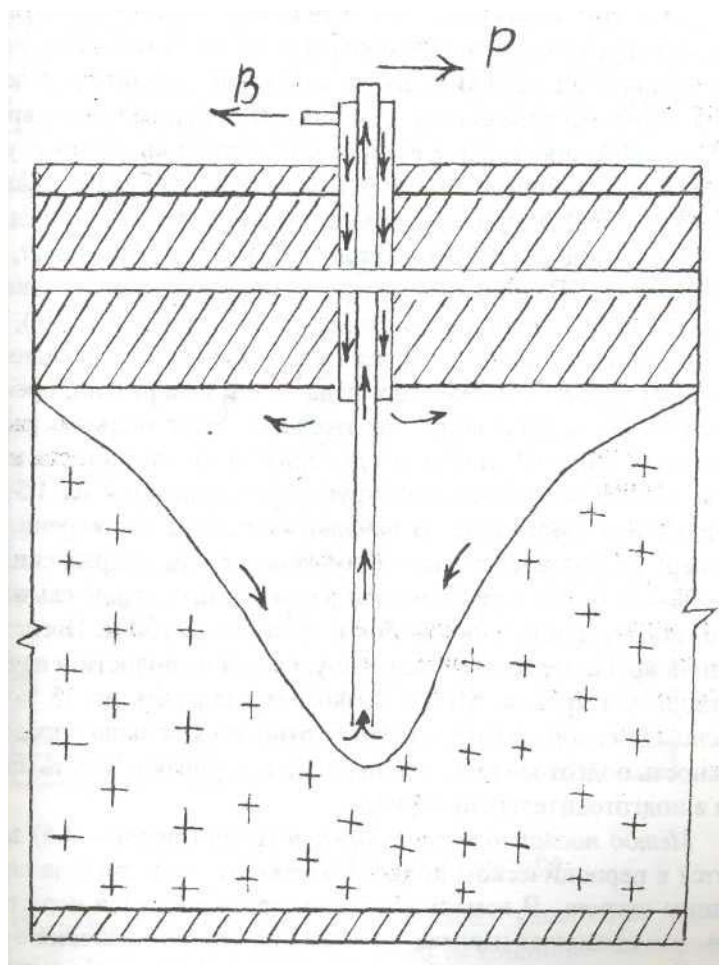


Рисунок 4.3 – Развитие камеры при противоточном растворении солей

По сравнению с проточным этот метод позволяет увеличить коэффициент извлечения соли до 10 % и обеспечить большой срок службы скважины (до 8 лет).

Управляемые методы растворения солей: гидровруб, по-
слойное и сплошное растворение.

Гидровруб – это специальная горная выработка, создаваемая в нижней части пласта и имеющая форму горизонтального кольцевого вруба вокруг скважины. Метод гидровруба (рисунок 4.4) позволяет регулировать растворение солей и заключается в следующем. Наряду с водой в скважину нагнетается нерастворитель. Слой нерастворителя предназначен для предотвращения преждевременного растворения солей у кровли продуктивной толщи и увеличения радиуса призабойной зоны вокруг рабочей скважины.

В качестве нерастворителя использовали воздух, а по предложению П.А. Кулле (ВНИИГ) нефтепродукты (керосин, мазут, соляровое масло). В подготовленную для эксплуатации скважину опускаются две свободно висящие трубы (труба в трубе), которые создают три полости. Внешняя полость между обсадными и рабочими трубами служит для подачи нерастворителя, промежуточная – для подачи воды, центральная – для подъема рассола. Конец центральной трубы не доходит до почвы пласта на 0,3-0,5 м. Конец водоподающих труб устанавливается на 1,5-2,0 м выше рассоловыдающих. В начальный период растворение соли в камере развивается только в горизонтальном направлении. Через 400-450 суток непрерывного размыва (подготовительный период) образуется гидровруб диаметром около 100 м. После образования вруба нерастворитель выпускается из полости и начинает растворяться кровля. Метод позволяет извлекать до 15 % соли. *К основным недостаткам метода* относятся большая продолжительность подготовительного периода и неуправляемость процессом в подготовительный период.

Метод послойного растворения солей (рисунок 4.5) заключается в периодическом подъеме водоподающих труб на определенную ступень. В камеру систематически вводится нерастворитель, что позволяет извлекать на каждой ступени расчетное количество соли и управлять процессом растворения, а следовательно, и формированием камеры.

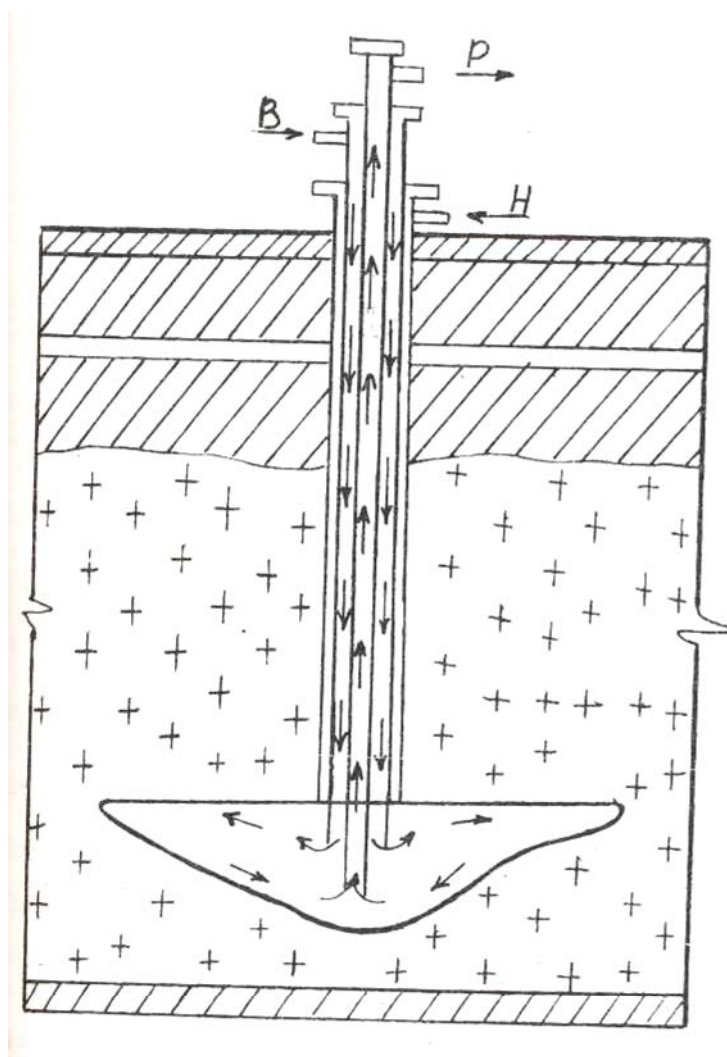
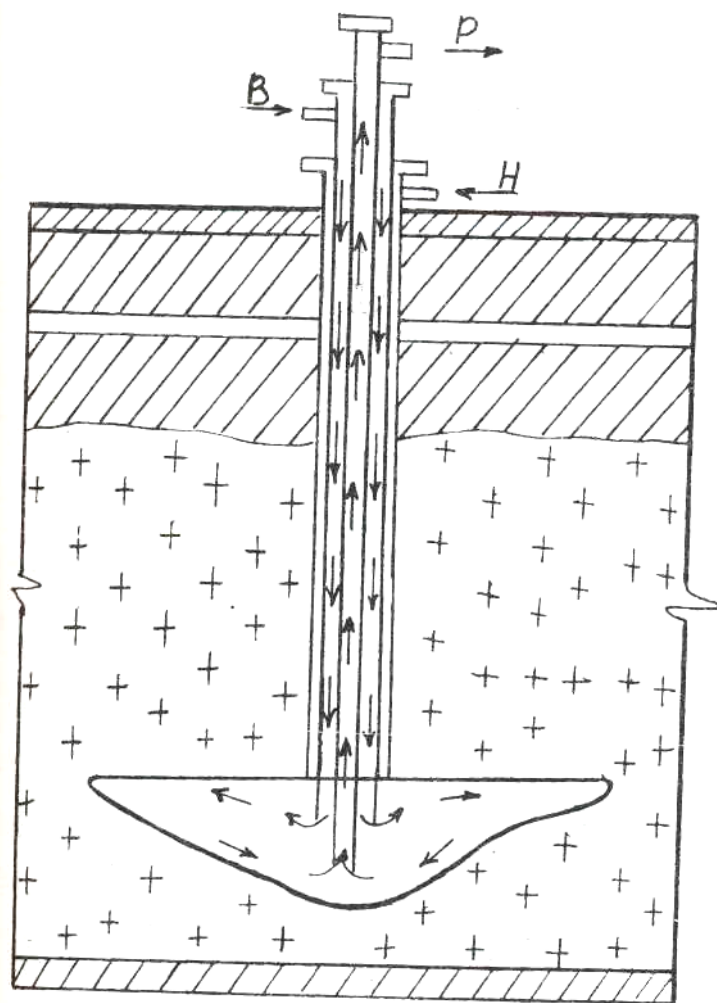


Рисунок 4.4 – Метод гидровруба

Послойное растворение обеспечивает извлечение соли до 20 %, откачивание из скважины до 70 % кондиционного рассола и с большим содержанием (до 30 %) нерастворимых частиц.



I – активная зона; II – зона формирования рассола; III – зона консервации рассола; IV – зона закладки; P – рассол; B – вода; H – нефть

Рисунок 4.5 – Метод послойного растворения солей

Метод заглубленной водоподачи. В последние годы ВНИИГ предложил метод заглубленной водоподачи (рисунок 4.6).

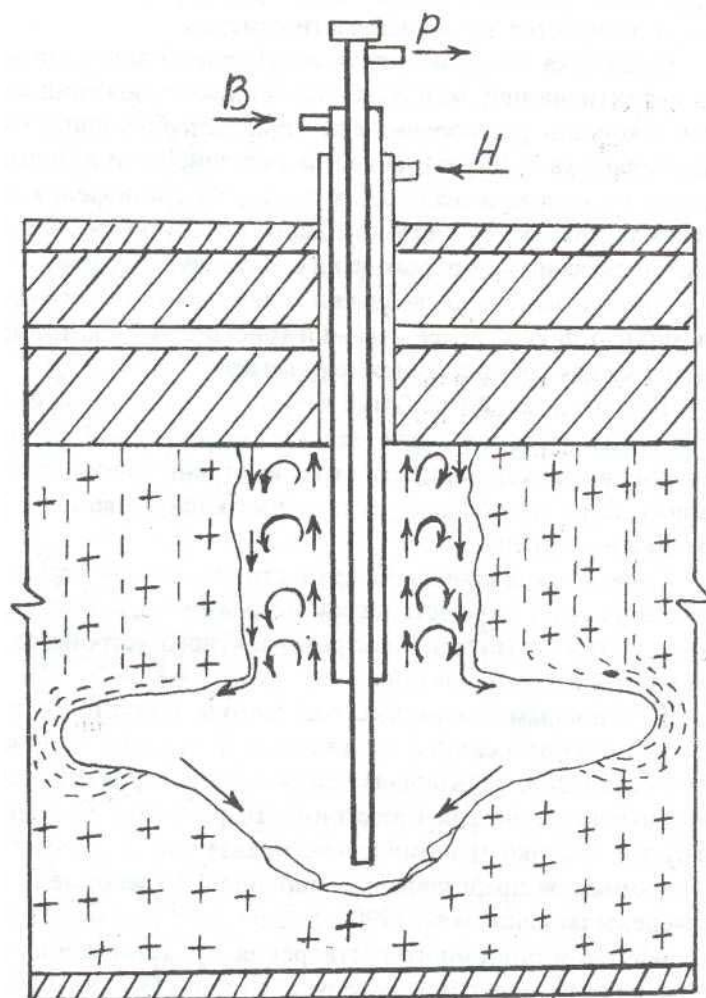


Рисунок 4.6 – Метод заглубленной водоподдачи

Сущность метода заключается в создании по всей высоте интервала отработки соли зоны смещения восходящего потока растворителя с опускающимися потоками насыщенного рассола, за счет чего в зоне смещения обеспечиваются постоянная концентрация и равномерное по высоте растворение стенок камеры. Рассол отбирается из нижней части камеры.

Отработка камер методом заглубленной водоподдачи наиболее эффективна при эксплуатации мощных отложений каменной соли. Скорость растворения соли при заглубленной водоподдаче значительно (в 5-10 раз) ниже. Растворение соли в большом интервале по высоте и небольших скоростях растворения дает возможность сократить объем операций по спуску-подъему труб и простои скважин при переходе на следующую ступень.

При сплошном растворении солей очистная выемка ведется с помощью двух и более скважин (рисунок 4.7), которые соединяются между собой в процессе размыва.

При послойной отработке соли необходим точный контроль за уровнем нерастворителя, так как эффективный процесс растворения возможен лишь при строгом ограничении роста потолка камеры вверх до полного растворения количества соли в заданном объеме ступени.

Определение уровня поверхности раздела двух сред (рассол - нерастворитель) осуществляется методами подбашмачного контроля, контроля трубки, электроконтактного устройства и методом ультразвуковой локации.

К основным преимуществам метода подземного растворения соли по сравнению с традиционной шахтной добычей относятся небольшие капитальные вложения на строительство рассолопромыслов и низкая себестоимость рассолов. Основные достигнутые технико-экономические показатели действующих рассолопромыслов представлены в таблице 4.3 (ценовые показатели приведены по данным до 1990 г.)

Методом подземного растворения добывают каменную соль на Украине (Славянск), в Белоруси, Сибири (Усолъе-Сибирское), Башкирии и Армении.

Отработка залежи производится слоями при реверсивном режиме работы скважин (поочередно подается вода в одну скважину, а в другую выдается рассол и наоборот).

Применение сближенных скважин (батарейный метод) позволяет увеличить рабочее сечение каждой скважины, так как нет центральной колонны труб. При этом производительность скважины увеличивается в 2-3 раза, извлечение соли достигает 40 %.

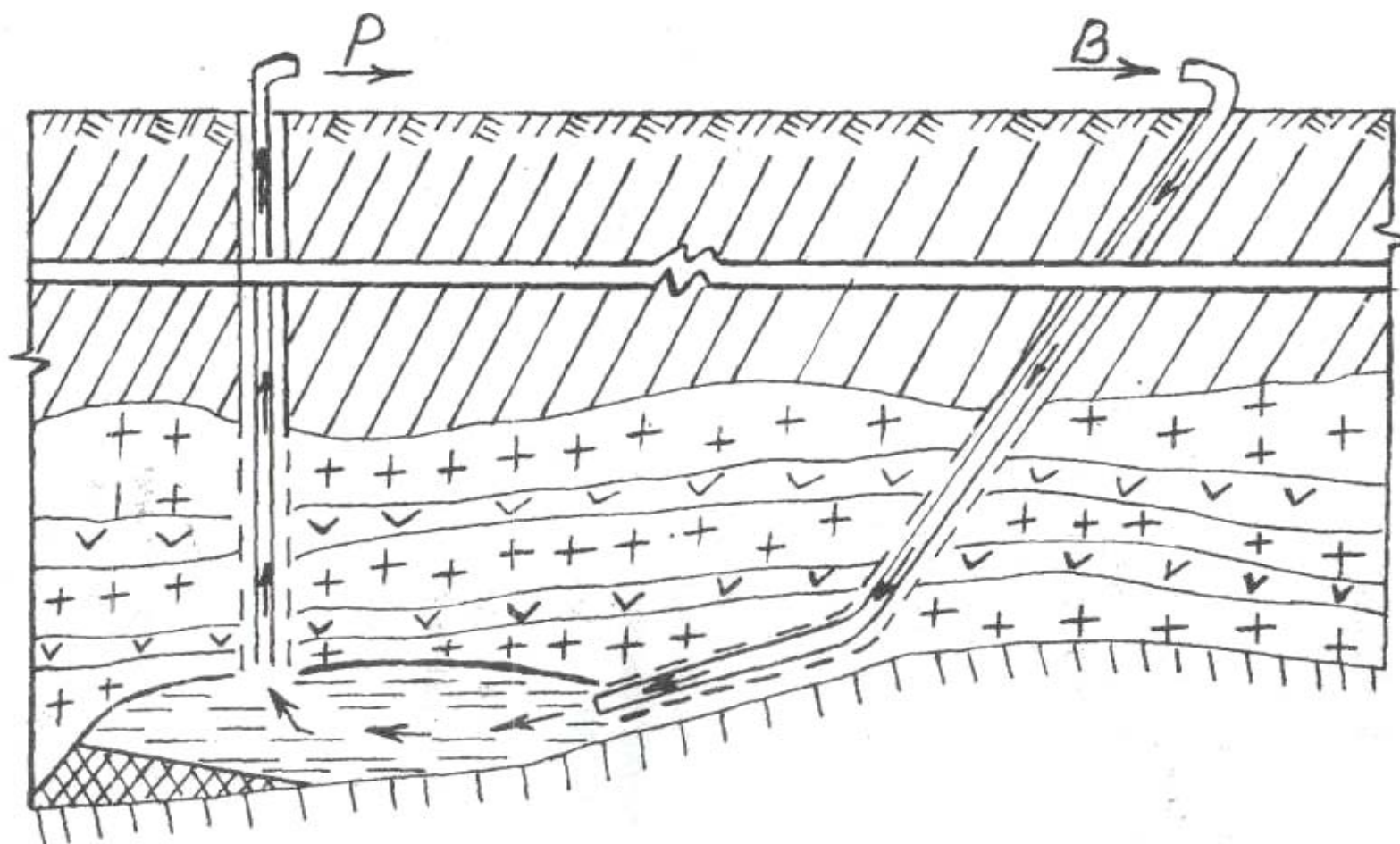


Рисунок 4.7 – Метод сплошного растворения солей

Таблица 4.3 – Технико-экономические показатели рассоло - промыслов

Показатели	Рассолопромыслы	
	Усольский химкомбинат	Яр- Бишка- дакский
Запасы соли, млн.т	2568	22932
Глубина залегания, м	1400	1200
Коэффициент извлечения, доли.ед.	0,15	0,17
Годовая производительность, тыс. м ³	490	10000
Число действующих скважин, шт.	10	40
Численность трудящихся, чел.	36	176
Заводская себестоимость (франкопотребитель), руб/м ³	0,57	0,12
Основные фонды рассолопромысла, тыс.руб	1480	9179

По мере отработки нижнего пласта соли и увеличения площади обнажения его кровли происходит обрушение пропластка нерастворимых пород, после этого может быть продолжен процесс растворения верхних соляных пластов. Основной недостаток метода – неизбежная деформация дневной поверхности.

Технология растворения солей и расчет производительности добычных скважин. Независимо от применяемого метода при растворении солей различают два периода: *подготовительный и эксплуатационный*.

В подготовительный период создается камера заданных размеров, обеспечивающая кондиционный рассол, а также создается зумпф для нерастворимых частиц пород. Объем откачиваемого рассола из одной скважины в подготовительный период при управляемых методах добычи достигает 250-500 тыс.м³ при

производительности скважины 30-50 м³/ч. Содержание соли в откачиваемом растворе составляет 50-200 г/л.

В эксплуатационный период осуществляется основная добыча из камеры продуктивной толщи пласта. Производительность скважины при этом определяется по формуле

$$q_c = (1,4 \cdot V_{к.акт} + 4 \cdot S_k) \cdot \delta, \quad (4.10)$$

где q_c - производительность скважины, м³/ч; $V_{к.акт}$ - активный объем камеры, тыс.м³; S_k - площадь потолка камеры, тыс.м²; δ - поправочный коэффициент, учитывающий снижение производительности при увеличении содержания нерастворимых примесей; $\delta = 0,9; 0,75; 0,65$ – соответственно, при содержании нерастворимых примесей 10, 20, 30%; 1,4 – средний объем кондиционного рассола, приходящийся на 1000 м³ объема камеры, м³/ч; 4 – средний объем кондиционного рассола, приходящийся на 1000 м² потолочины камеры, м³/ч.

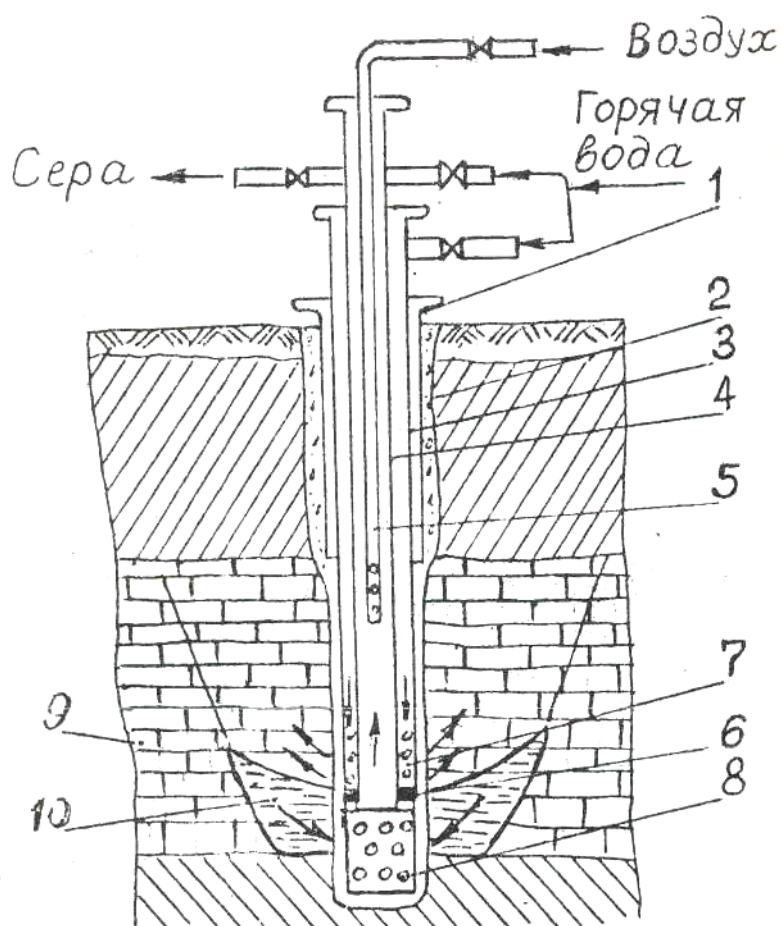
Управление формообразованием камеры осуществляется путем подачи в камеру нерастворителя толщиной 4-5 см.

4.4 Подземная выплавка серы

Одним из перспективных и высокопроизводительных методов является подземная выплавка серы (ПВС) через специально пробуренные скважины расплавлением горячей водой на месте залегания с доставкой на поверхность в жидком виде. Метод ПВС применяется в США, Мексике, Польше, СНГ, Ираке.

Анализ параметров и свойств различных теплоносителей (газы, парогазовая смесь, пар, горячая вода, рассолы) показал, что для подземной выплавки серы наиболее целесообразно использовать воду, нагретую до температуры 160 °С. В забое скважины следует поддерживать температуру, равную 159 °С, так как повышение ее лишь на 1 °С увеличивает вязкость серы в 800 раз.

Добычные скважины (рисунок 4.8) бурятся обычными буровыми станками и обсаживаются трубами до серного пласта. Затрубное пространство тщательно цементируют с целью исключения прорыва вод на поверхность. Затем опускают три concentрически расположенные колонны труб – водную, серную и воздушную. Верхняя часть скважины оборудуется оголовком с задвижками для регулирования расхода теплоносителя, воздуха и серы. Теплоноситель, пройдя между водной и серной колоннами труб, попадает через верхнюю перфорацию в залежь. Нагнетаемая в за-



1 – колонна обсадных труб; 2 – зацементированное затрубное пространство; 3, 4, 5 – соответственно – колонны водоподающих, серовыдающих, воздухоподающих труб; 6 – пакер; 7, 8 – соответственно перфорация водоподающих и серовыдающих труб; 9 – осерненный известняк; 10 – расплавленная сера

Рисунок 4.8 – Схема серодобычной скважины

лежь горячая вода, распространяясь по кавернам и порам, плавит серу. Последняя под действием силы тяжести стекает вниз и собирается у забоя скважины. Сера через нижнюю перфорацию, отделенную от верхней пакером, проникает в серную колонну труб и под действием пластового давления поднимается на некоторую высоту. При подаче в воздушную колонну труб воздуха компрессорной станции сера откачивается на поверхность.

На 1 т серы расходуется от 6-8 до 30-40 м³ горячей воды. Вода подается под давлением 10-15 атм.

Извлечение серы из пласта составляет 30-40 %.

Для поддержания и регулирования пластового давления естественных вод бурятся специальные водоотливные скважины. Избыточную пластовую воду откачивают, очищают и сбрасывают в водоемы или подают на разогрев (при работе по замкнутому циклу).

Пустоты после выплавки серы закладывают через скважины инертными материалами.

Опыт применения технологии ПВС показал, что при годовой мощности предприятия $A=500$ тыс.т серы себестоимость одной тонны составляет 170 руб. при глубине разработки 350 м. Годовая производительность трудящегося составляет 683 т, удельные капитальные затраты – 75-164 руб/т, срок строительства горного предприятия – 1-1,5 года (по данным до 1990 г.).

С помощью горячей воды добывается расплавленная сера на Явороском (Украина) и Гаурдакском (Туркмения) месторождениях.

4.5 Подземное выщелачивание полезных ископаемых

Под подземным выщелачиванием (ПВ) подразумевается процесс избирательного перевода полезного ископаемого в жидкую фазу с оставлением породы на месте, т.е. без образования значительных пустот и массового сдвижения вмещающих пород [49].

Наиболее широкое применение подземное выщелачивание получило в меднорудной промышленности. Оно позволяет получать дешевый металл из безвозвратно теряемых в процессе подземной разработки забалансовых промышленных руд с низким содержанием металла, из рудных целиков. Подземное выщелачивание применяется в основном для сульфидных руд.

На отработанных и эксплуатируемых медных месторождениях России при подземных горных работах только к началу 1963г. потери меди составили 240 тыс.т.

Подземное выщелачивание меди из потерянной в результате подземной добычи руды позволит ежегодно получать десятки тысяч тонн меди.

Циркуляция растворителя по порам и трещинам рудного тела происходит под действием специальной системы нагнетательных и дренажных устройств.

Интенсивность выщелачивания и коэффициент извлечения полезного компонента могут быть существенно увеличены при введении соответствующих бактерий в выщелачивающий раствор, направляемый в рудный массив. Уже открыты виды микроорганизмов, которые ускоряют процесс окисления и растворения металлов в 10-20 раз и более.

Для выщелачивания металлов непосредственно из недр могут быть применены следующие схемы подготовки рудных тел:

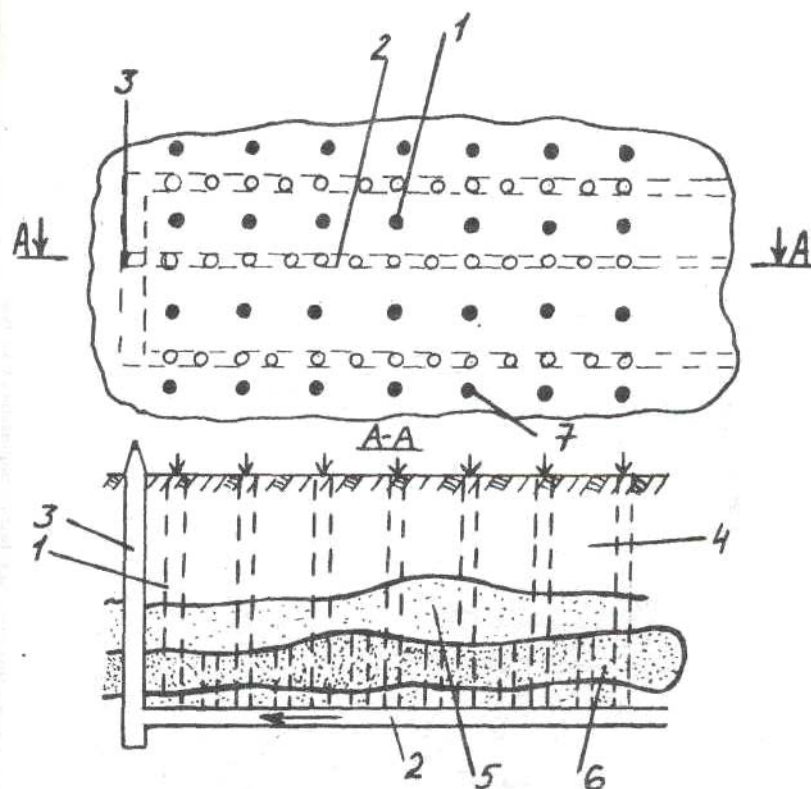
1. Схема, включающая систему вертикальных и наклонных нагнетательных и разгрузочных скважин, закладываемых с поверхности (рисунок 4.9). Раствор нагнетается в рудный массив по скважинам, обрабатывает его и щелок откачивается на поверхность по разгрузочным скважинам.

2. Схема, обеспечивающая предварительное рыхление рудных блоков, предназначенных для выщелачивания, ядерными или обычными взрывами и магазинирование руды (рисунок 4.10). Она более пригодна для разработки месторождений, рудные тела которых сложены плотными горными породами.

Подготовка блока заключается в проведении подэтажных штреков для сбора щелока, устройстве течек для профильтро-

вавшихся растворов и укладке в вышележащем промежуточном подэтаже труб.

3. Комбинированная схема, включающая сеть дренажных горных выработок и нагнетательных скважин, закладываемых с поверхности (рисунок 4.11).

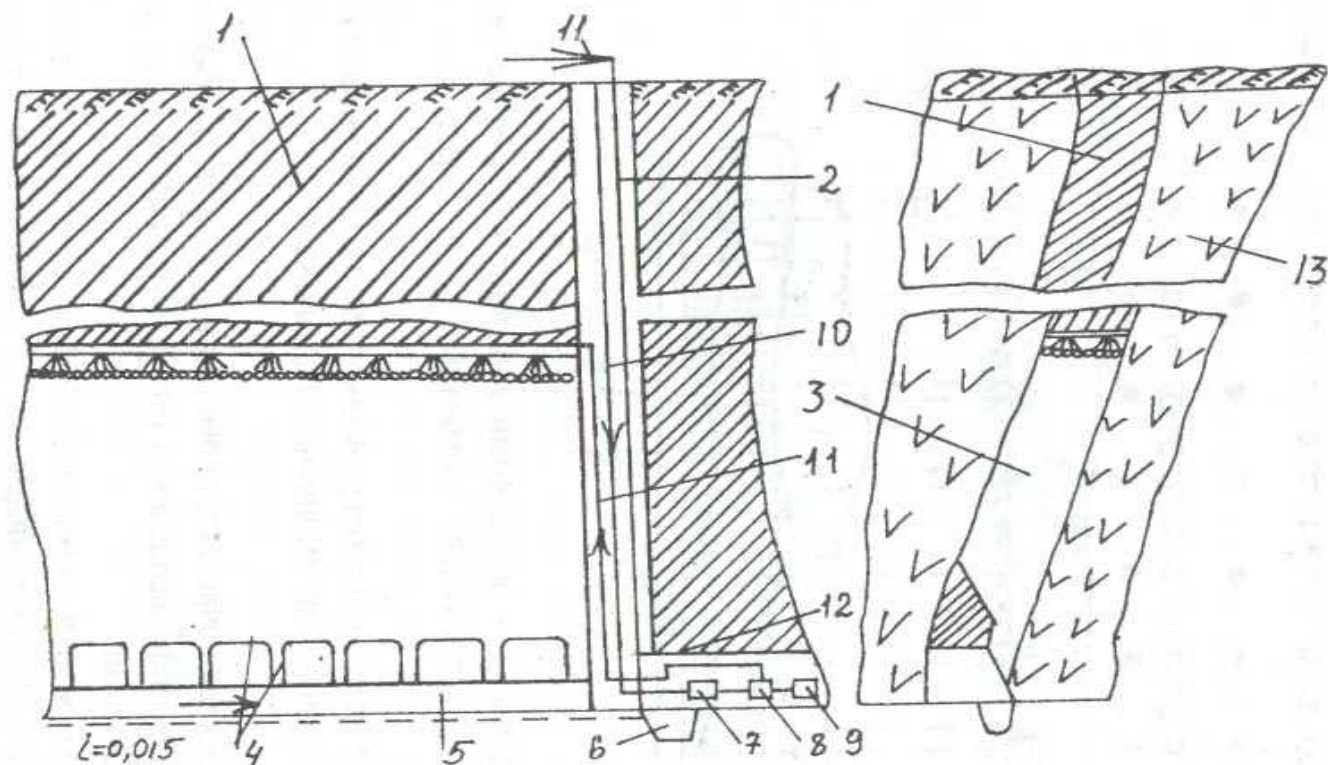


1, 2 – водоупоры; 3 – водоносный горизонт; 4 – рудное тело (залежь); 5 – разгрузочные скважины; 6 – нагнетательные скважины

Рисунок 4.9 – Схема подготовки рудных тел для выщелачивания с нагнетательными и разгрузочными скважинами

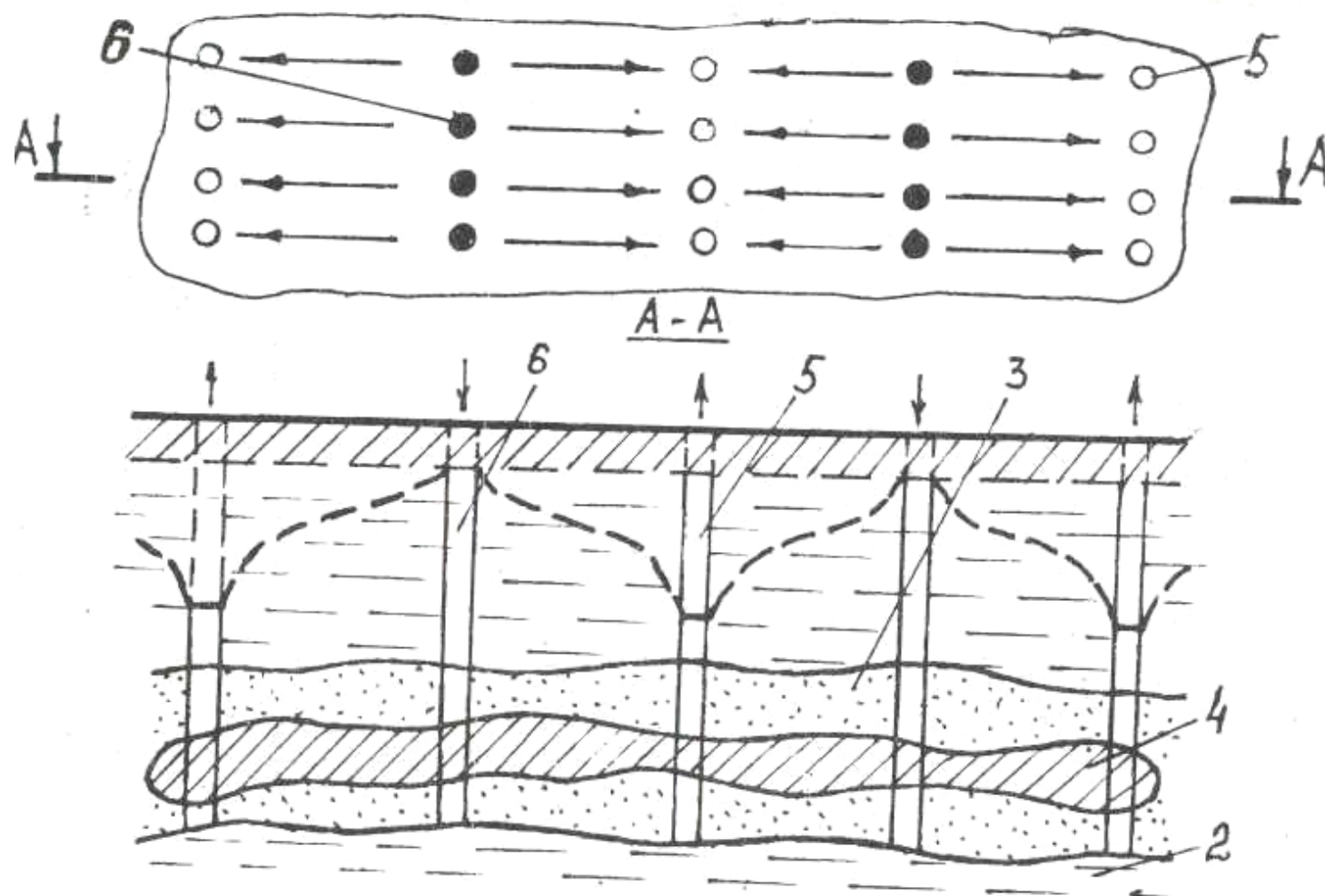
Подготовка заключается в проведении от ствола шахты дренажных штреков (или квершлаггов) и бурении с поверхности нагнетательных скважин.

Выбор конкретной схемы подготовки подземного выщелачивания в решающей степени зависит от глубины залегания, от геологических, тектонических и гидрогеологических условий месторождения.



1 – рудное тело; 2 – шахта; 3 – блок дробленой руды, подвергающейся выщелачиванию; 4 – точки для профильтровавшихся растворов; 5 – подэтажный штрек для сбора растворов; 6 – приемные емкости для растворов; 7 – сорбционные колонны или другие обогащательные установки для извлечения металла из раствора; 8 – емкость для приемки свежего растворителя; 9 – установка для приготовления растворителя; 10 – трубы для подачи растворителя для орошения; 11 – трубы для подачи свежего реагента; 12 – трубы оросителя; 13 – вмещающие породы

Рисунок 4.10 – Схема подземного выщелачивания полезных ископаемых в камере



1 – скважина; 2 – дренажные штреки; 3 – шахта; 4 – водоупорные породы; 5 – водоносный горизонт; 6 – рудное тело

Рисунок 4.11 – Комбинированная схема выщелачивания

Для месторождений с глубоким залеганием руды наиболее рационален способ выщелачивания с помощью нагнетательных и разгрузочных скважин, пробуриваемых с поверхности.

Кроме меди широкое распространение получило выщелачивание урана [49] (себестоимость ниже на 20-30 %, чем при подземной разработке, в 2-5 раз меньше капитальные затраты, окупаемостью в течение 2-3 лет, комфортные условия труда, высокий уровень автоматизации, отработка в сложных горно-геологических условиях).

Принципиальная технологическая схема: реагенты выщелачивания подаются в рудную зону по системе закачных технологических скважин. Реагент движется к откачным скважинам, растворяя полезный компонент в рудах. Продуктивные растворы подаются по системе сборных и магистральных трубопроводов на перерабатывающий комплекс (отстойники, насосы, узлы сорбции, десорбции, регенерации смол и доводки продукции). Извлечение полезного компонента составляет обычно 80-95 %. После отработки блоков производится их промывка пластовыми водами и рекультивация поверхности.

Основном технологическим звеном технологии являются скважины. Трубы (обсадные) используются полиэтиленовые, стеклопластиковые, металлопластовые, из нержавеющей стали диаметром 90-277 мм при толщине стенки 2-20 мм. Для подъема раствора используют эрлифты, диафрагменные насосы, погружные насосы.

Совокупность расположенных определенным образом технологических скважин и установленный порядок отработки, вывода из эксплуатации, увязанный во времени и пространстве с управляемым химико-технологическим процессом перевода металла в раствор, погашения и рекультивации отработанных блоков, называется *скважинной системой разработки*.

Она включает следующие элементы: схему расположения скважин в плане и разрезе; гидродинамический режим отработки, создаваемый управлением дебитами откачки-закачки; геотехнологический режим подачи реагентов и окислителей во времени процесса.

Основными факторами, определяющими применимость той или иной системы ПВ, являются размеры, морфология и пространственное положение рудных тел, вещественный состав, проницаемость и фильтрационная неоднородность руд и вмещающих пород, мощность рудовмещающих горизонтов.

При ПВ используют гидродинамические, физико-химические и физические способы интенсификации процесса.

Гидродинамические (пульсирующий режим работы скважин, изменение направления движения растворов и др.).

Физико-химические (предварительное закисление пласта, введение дополнительных реагентов-окислителей и др.).

Физические (создание зон повышенной проницаемости гидроразрывом, воздействие на прифилтровую зону и рудное тело токами высокой и низкой плотности, пневмоакустическими и другими способами).

Охрана окружающей среды включает: контроль за состоянием окружающей среды, технические решения, обеспечивающие безопасную эксплуатацию, мероприятия по рекультивации поверхности.

Для осуществления фильтруемости скальных пород требуются предварительное разрушение и магазинирование в специальные блоки.

С точки зрения применимости уранового рудного месторождения того или иного генетического типа для подземного выщелачивания имеют значение также горно-геологические и горнотехнические характеристики, такие, как форма и размеры рудного тела, сплошность оруденения (рудоносность), характер распределения урана в руде, условия залегания, вещественный и химический состав руды.

Подземное выщелачивание экономически целесообразно при совместной отработке балансовых и забалансовых руд.

Процессы подземного выщелачивания урана можно разделить на два типа: выщелачивание из скальных пород (массивов) и выщелачивание из осадочных руд пластовых месторождений. В зависимости от конкретных условий каждого месторождения для

подземного выщелачивания урана применяют следующие принципиальные схемы:

1. Для осадочных месторождений – схема, включающая различные системы вертикальных нагнетательных и разгрузочных скважин, пробуренных с поверхности. Для неглубоких месторождений разгрузочные скважины можно заменить дренажными траншеями и штреками.

2. Для скальных пород – схема с предварительным разрушением рудного массива буровзрывным способом и последующим магазинированием крупнокусковой руды в блоке или схема с обрушением. Эти схемы рекомендуются, когда рудные тела представлены плотными разностями.

3. Комбинированные схемы, включающие системы горных выработок, нагнетательных скважин, закладываемых с поверхности, или выработок и соответствующего дренажного устройства.

4. Схемы попутного выщелачивания рудоносного залогового материала (погашение пустот) и потерянных руд на отработанных участках месторождений.

Подземное выщелачивание скальных пород осуществляется по методу капиллярного выщелачивания. Особенность этого процесса заключается в том, что выщелачивающийся раствор не заполняет полностью промежутки между кусками руды (как при процессе выщелачивания просачиванием), а покрывает их лишь тонкой пленкой.

Оптимальные параметры разрушения рудного массива решающим образом определяют общую экономику химического метода добычи урана из скальных пород. Как показывают опыты, разрушенная руда не должна содержать большого количества фракции класса крупности $-200\div+100$ мм.

Интенсивность процесса зависит от пористости рудного материала. Кинетика выщелачивания руды в проницаемых осадочных месторождениях имеет много общего с кинетикой перколяции, если скорость просачивания в этом процессе отождествить с коэффициентом фильтрации рудоносного слоя в рудных месторождениях.

При извлечении урана в подземных условиях из глинистых пластов наблюдается диффузионное выщелачивание.

Процесс подземного выщелачивания урана из скальных пород состоит из следующих операций:

- отработка и подготовка руды к выщелачиванию;
- оборудование блока;
- выщелачивание урана химическим реагентом из руды, замагазинированной в блоке;
- извлечение металла из продукционных растворов;
- доукрепление маточников реагентом и возврат их на орошение руды в блоках.

Извлечение урана в подземных условиях требует определенного комплекса обычных горно-подготовительных работ. Ниже приводятся схемы подготовки урановых месторождений для подземного выщелачивания из скальных пород и пластовых месторождений.

Для разрушения рудного массива применяют систему с магазинированием, отбойкой руды в очистном пространстве глубокими скважинами диаметром 57 мм, длиной 5-10 м и системой принудительного этажного обрушения руды глубокими скважинами диаметром 100 мм на зажатую среду.

Для разрушения основной массы руды в блоке производят следующие подготовительные работы:

- выемку монтажного слоя;
- подрезку днища блока для создания гидроизоляционного слоя;
- гидроизоляцию днища блока; отбойку компенсационной щели, а также отбойку породной подушки на гидроизоляционный слой мелкошпуровым способом или создание ее путем размещения горной массы, полученной при проходке монтажного слоя и компенсационной щели.

Отбойка монтажного слоя производится как мелкошпуровым способом, так и глубокими скважинами. В первом случае

проходку осуществляют до отбойки основных запасов блока, во втором случае – одновременно с отбойкой запасов блока.

Подрезку днища блока для гидроизоляционного (подсечного) слоя и породной подушки осуществляют мелкошпуровым методом. Выемку монтажного и гидроизоляционного слоев можно производить одновременно.

Компенсационные щели образуют, взрывая глубокие скважины, при этом в первую очередь взрывают скважины для проходки отрезного восстающего (рисунки 4.12, 4.13).

Во Франции на руднике «Бружо» был успешно проведен опыт по выщелачиванию забалансовой руды в количестве 1200 т в специальном подземном блоке, представленной гранит-перматитоидом, пропитанным урановой чернью с отдельными вкраплениями смолки и небольших жил кальцита. Выщелачивание руды производилось раствором серной кислоты. Вверху блок был подсечен с образованием магазина высотой 13 м и одного штрека для устройства системы орошения.

Оставленный целик (основание магазина) толщиной 4,5 м разбуривали на 145 отверстий диаметром 32 мм на расстоянии 0,7 м друг от друга. По этим отверстиям раствор из рудного магазина поступал в сборный бассейн. Для сбора и циркуляции раствора нижний штрек под магазином был перегороден стенкой из бетона, в результате чего образовалась емкость в 100 м³. Раствор, просачивающийся через руду, собирали в этой емкости и затем, в зависимости от содержания урана, направляли в оборот после доукрепления кислотой или выдавали на поверхность как продукционный раствор. Орошение руды осуществляли периодически. При подземном выщелачивании руды в блоках имеются потери рабочих растворов. Путем проведения дренажных работ на нижних горизонтах (установка зумпфов под орошаемыми блоками) и гидроизоляции днища блока потеря ураносодержащих растворов сводится к минимуму. Конструкция дренажной скважины приведена на рисунке 4.14.

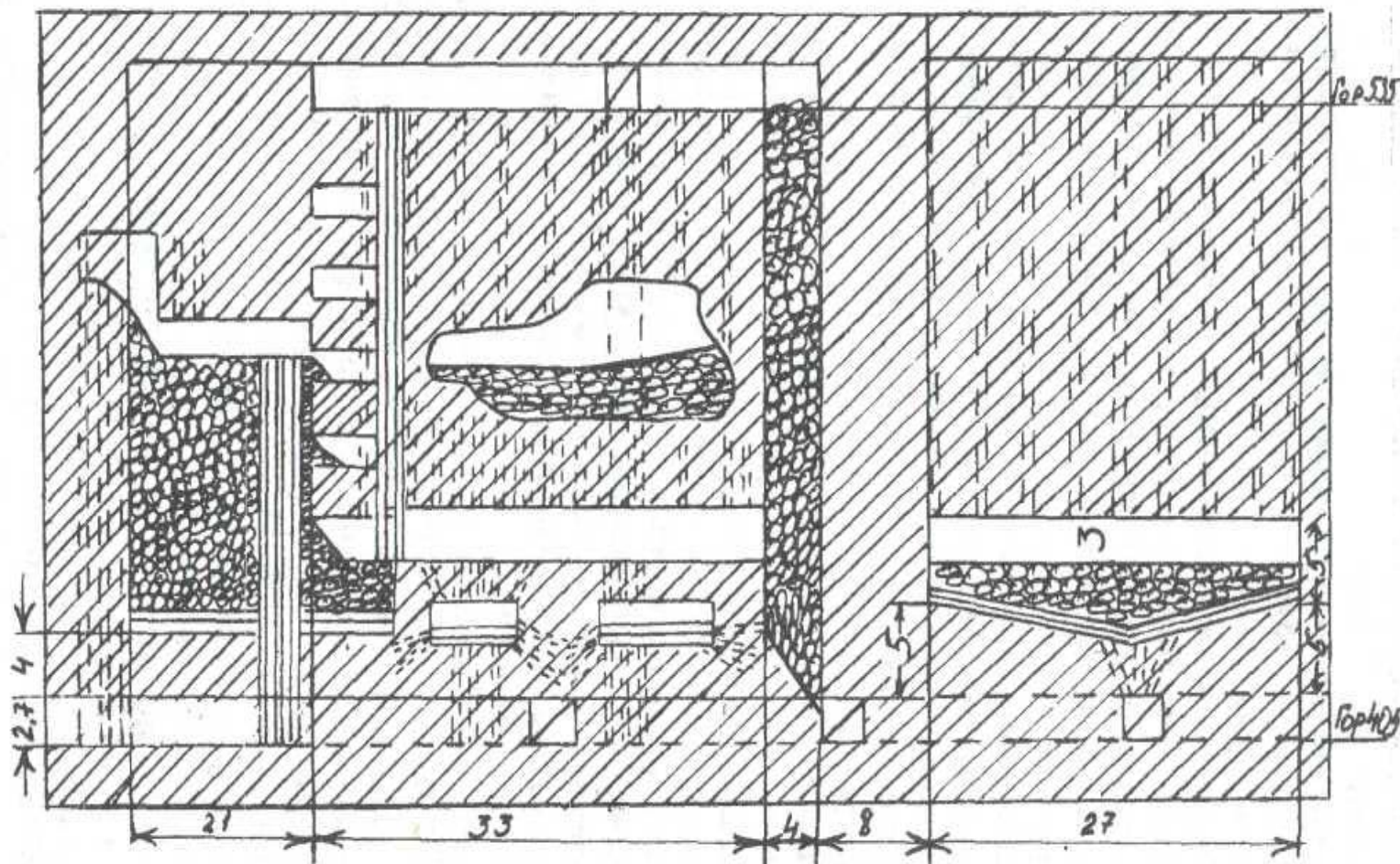
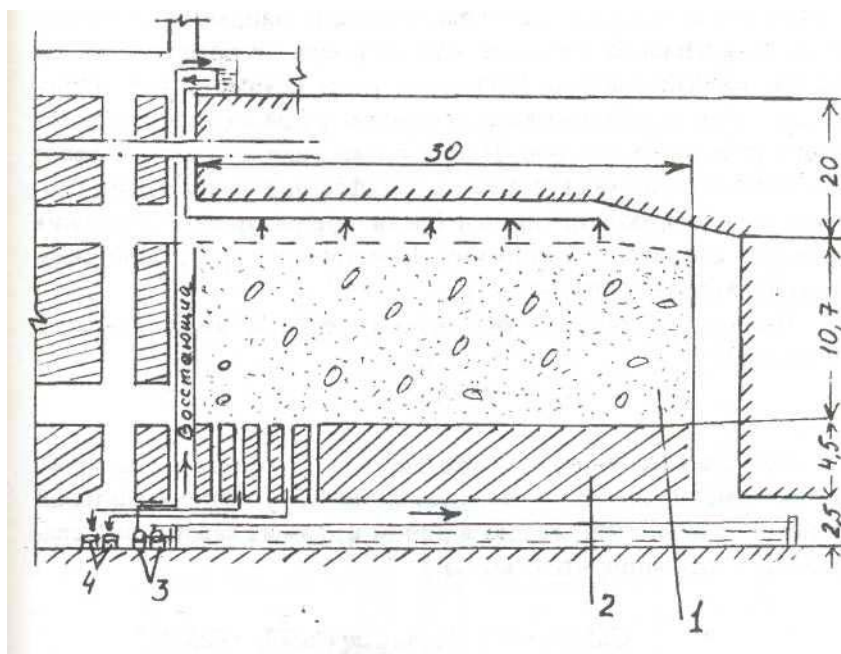


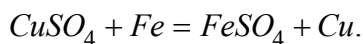
Рисунок 4.12 – Схема подготовки блока для выщелачивания



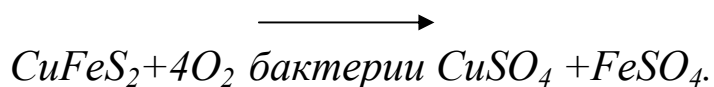
1 – отбитая руда; 2 – целик; 3 - насосы; 4 - сборники

Рисунок 4.13 – Подготовка блока для выщелачивания на руднике «Бружо» (Франция).

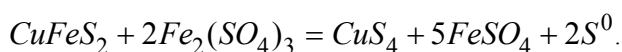
Выщелачивание меди основано на реакции замещения меди железом [29].



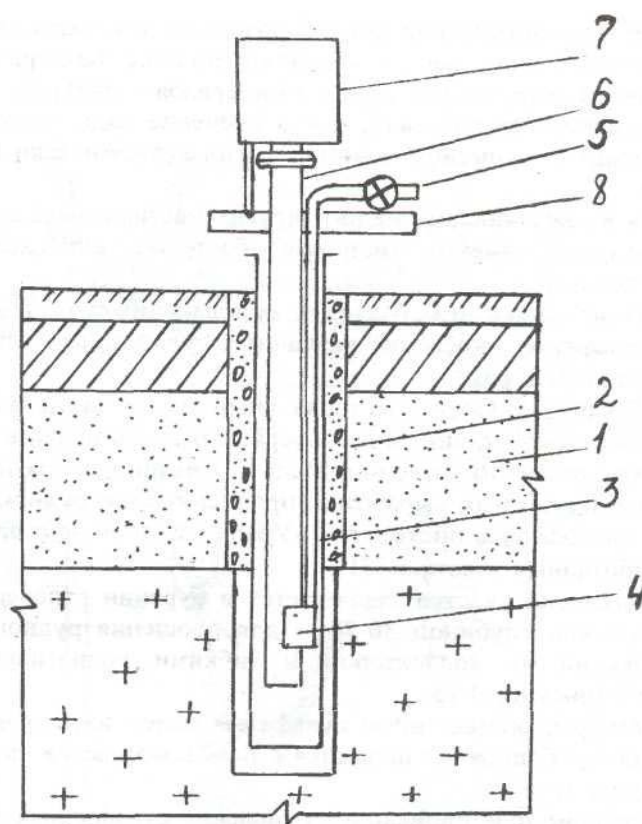
Сульфидные минералы растворяют с помощью бактерий, т.е. на помощь приходит биотехнология. С участием бактерий происходит окисление железа в одном из самых важных минералов меди – халькопирите (CuFeS_2)



Сульфат меди CuSO_4 выкачивается на поверхность и из него выделяют медь. Благодаря бактериям идет химическое вскрытие халькопирита – сульфат закиси превращается в сульфат окиси железа, а это вещество, вступая в реакцию с халькопиритом, переводит в раствор дополнительное количество меди



Подземное выщелачивание исключает или резко сокращает дорогостоящие операции по добыче руды, ее транспортированию на завод, подготовку к гидрометаллургическому переделу, строительство и эксплуатацию хвостохранилищ, сохраняет в ненарушенном состоянии земную поверхность, уменьшает объем строительства в 3-4 раза, снижает капитальные затраты, сокращает сроки ввода месторождений в эксплуатацию и освоение промышленных мощностей, в 4 раза увеличивает производительность труда, на 20-25 % снижает себестоимость получаемой продукции, значительно улучшает санитарно-гигиенические условия труда в процессе производства.



1 – пласт полезного ископаемого; 2 – гравийная засыпка;
3 – колонна обсадных труб с фильтром; 4 – смеситель; 5 – труба для подачи воздуха; 6 – колонна водоподъемных труб; 7 – воздухоотделитель; 8 – коллектор

Рисунок 4.14 – Конструкция дренажной скважины при подземном выщелачивании

Микробиологический способ позволяет извлекать из руды медь, кобальт, цинк, железо и другие металлы. Бактерии часто увеличивают скорость растворения минералов в 1000 раз.

Исследования показали, что извлечение ряда ископаемых при помощи технической микробиологии экономически целесообразно.

Для выщелачивания меди и других цветных металлов особое значение имеют тионовые бактерии (*thiobacillus – ferrooxidans*).

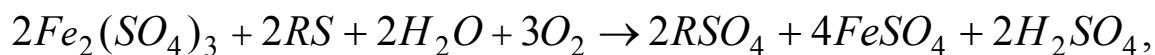
Под действием этих бактерий, окисляющих сульфидную серу до сульфатов, окисление различных сульфидных минералов ускоряется в 2-30 раз.

В Советском Союзе бактериальный способ выщелачивания меди из медноколчеданных руд впервые был применен в 1964 г. на Дегтярском месторождении. Медь извлекали непосредственно из старых подземных выработок, пройденных по рудному телу. Работы проводились институтом «Уралмеханобр» на старых, ранее отработанных участках [51].

Подготовка участка заключается в бурении с поверхности сетки скважин глубиной 30-70 м для орошения рудного тела, оборудовании их коллектором и гибкими полиэтиленовыми шлангами (рисунок 4.15).

Растворы, обогащенные сульфатом окиси железа и бактериями, по трубопроводу подаются с помощью насоса на орошение рудного тела.

В рудном теле происходит окисление сульфидных минералов как бактериями, так и сульфатом окиси железа по схеме.

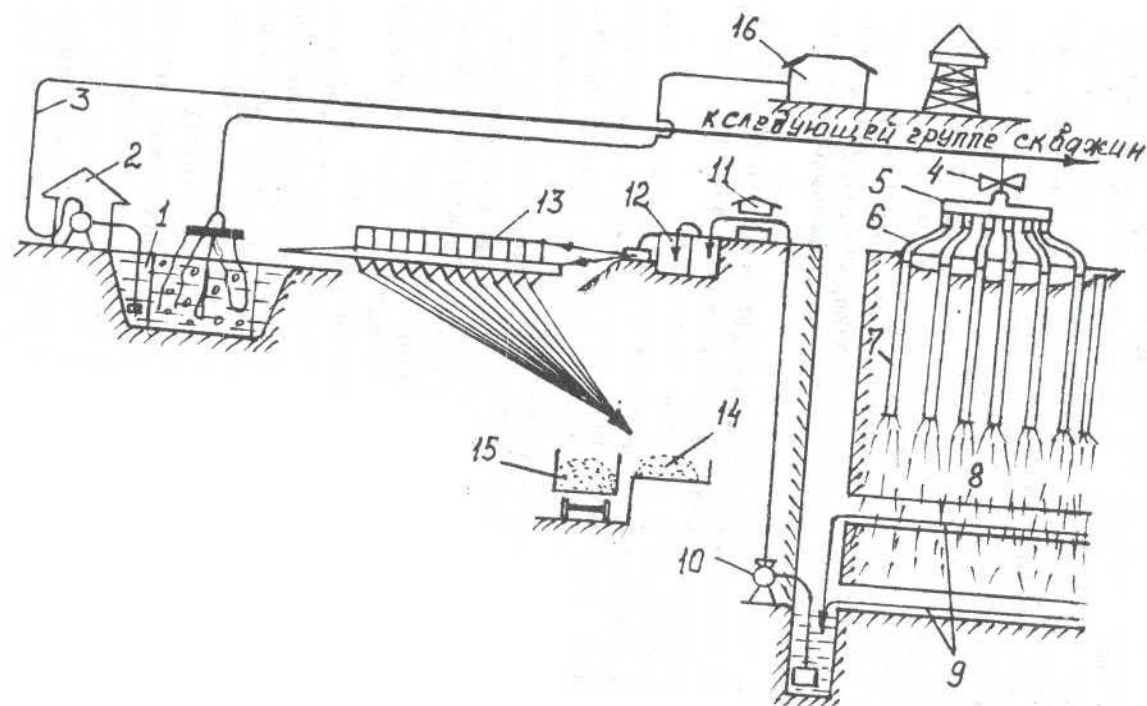


где R - металл, в данном случае медь.

Из рудной зоны растворы поступают на цементационную установку, где медь выделяется в осадок в результате обменной реакции с железным скрапом.

В дальнейшем процесс повторяется.

Перспективным является совместное применение ядерного взрыва и выщелачивания.



- 1 – бактериальный регенерационный прудок;
 2 – насосная для перекачки раствора на орошение;
 3 – трубопровод растворов; 4 – задвижка на группе скважин; 5 – коллектор; 6 – гибкий полиэтиленовый шланг; 7 – скважина для орошения рудного тела;
 8 – рудный орошаемый пласт; 9 – горизонты шахты;
 10 – насос для откачки растворов; 11 – лимниграфная будка; 12 – отстойник головных растворов;
 13 – цементационная установка; 14 – сушка цементной меди и хранение; 15 – транспорт меди на завод-потребитель;
 16 – компрессорная станция

Рисунок 4.15 – Полная технологическая схема опытно-промышленной установки по бактериальному выщелачиванию на Дегтярском руднике

4.6 Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых

Сущность метода скважинной гидродобычи (СГД).

Скважинная гидродобыча – метод подземной добычи твердых полезных ископаемых, основанный на проведении руды на месте залегания в подвижное состояние путем гидромеханического воздействия и выдачи ее в виде гидросмеси (пульпы) на поверхность.

В технологии скважинной гидродобычи основные операции (разрушение рудного массива, доставка руды, ее подъем и транспортирование) производятся с помощью воды. Это позволяет легко осуществить практически полную автоматизацию производственного процесса добычи, обеспечивает безопасные, комфортные условия труда и высокие технико-экономические показатели производства.

В настоящее время гидравлический метод широко используется на открытых и земляных работах, а также в подземных условиях при разработке угольных месторождений.

Достоинствами СГД являются: однооперационность технологического процесса и возможность полной его автоматизации; управляемость технологическим процессом с дневной поверхности; экономическая целесообразность извлечения забалансовых и бедных руд и возможность повторной отработки отдельных рудных тел, а также рудных залежей под водоемами с оставлением прослойков и охранных целиков без нарушений дневной поверхности.

Так как отбойка и транспортирование полезного ископаемого осуществляется водой, то обводненность и глубина разработки существенно не влияют на себестоимость добычи.

Метод СГД применяется для разработки в основном легко диспергирующихся, пористых, рыхлых и слабосвязанных полезных ископаемых (торфа, угли, пески, фосфориты, марганцевые рыхлые руды, битуминозные песчаники, россыпные месторождения золота, титана, осадочные месторождения урана).

В 1936 г. М.П. Тупицыным была предложена технология добычи полезного ископаемого через скважины с разрушением

массива гидромонитором и откачиванием гидросмеси погружным насосом (рисунок 4.16). Интенсификация процесса разрушения возможна воздействием вибрации, взрыва, химического или микробиологического разложения цементирующего вещества. Гидросмесь может откачиваться на поверхность эрлифтом, гидроэлеватором, погружным насосом, противодавлением нагнетаемой в залежь воды.

Выбор параметров технологического процесса СГД определяется свойством полезного ископаемого под воздействием рабочих агентов приобретать подвижное состояние и физико-геологической обстановкой.

Технология добычи. Под технологией добычи руды методом СГД понимается совокупность производственных операций по разрушению и смыву руды, увязанных во времени и пространстве [46].

Отработка добычной камеры в зависимости от направления действия струи гидромонитора и схемы доставки руды к всасу выдачного устройства может осуществляться (рисунок 4.17):

встречным забоем, когда направление разрушающей струи не совпадает с направлением смывающей (рисунок 4.17, а);

попутным забоем, когда разрушающая и смывающие струи гидромонитора совпадают (рисунок 4.17, б);

совмещенным забоем, когда струи боковых насадок гидромонитора попутным забоем разрушают пласт руды и смывают ее к всасу пульпоподъемного механизма, а струи передних насадок разрабатывают пласт встречным забоем (рисунок 4.17, в);

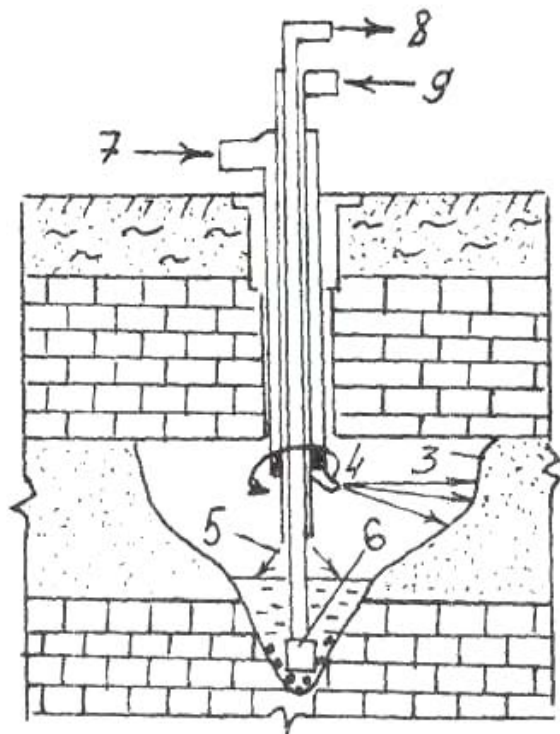
комбинированным способом, при котором встречным или совмещенным забоем отрабатываются рядом расположенные камеры, а попутным забоем отрабатываются междукammerные целики.

По стадийности отработки рудного пласта различают добычу *сплошным забоем, почвоуступным и потолкоуступными* забоями.

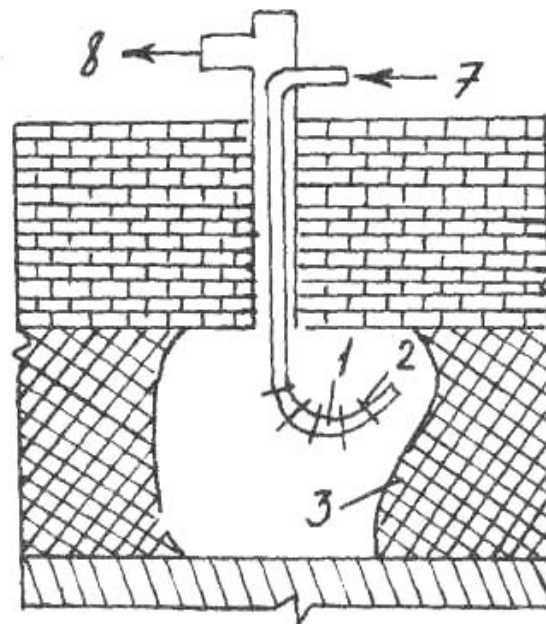
Форма выработанного пространства обычно при одиночных добычных скважинах бывает *круглой*; при отработке взаимодействующими скважинами определяется системой отработки и

бывает представлена *системой камер* или *единым блоком*, ограниченным ленточными целиками.

a



б



1 – гибкий шланг; 2 – шипы; 3 – полезное ископаемое; 4 – ствол с насадкой; 5 – клапан; 6 - всас

Рисунок 4.16 – Схемы разработки полезных ископаемых через скважины гидравлическим способом:

а – метод Тупицына М.П.; б – метод Д. Пью (разрушение рыхлых руд)

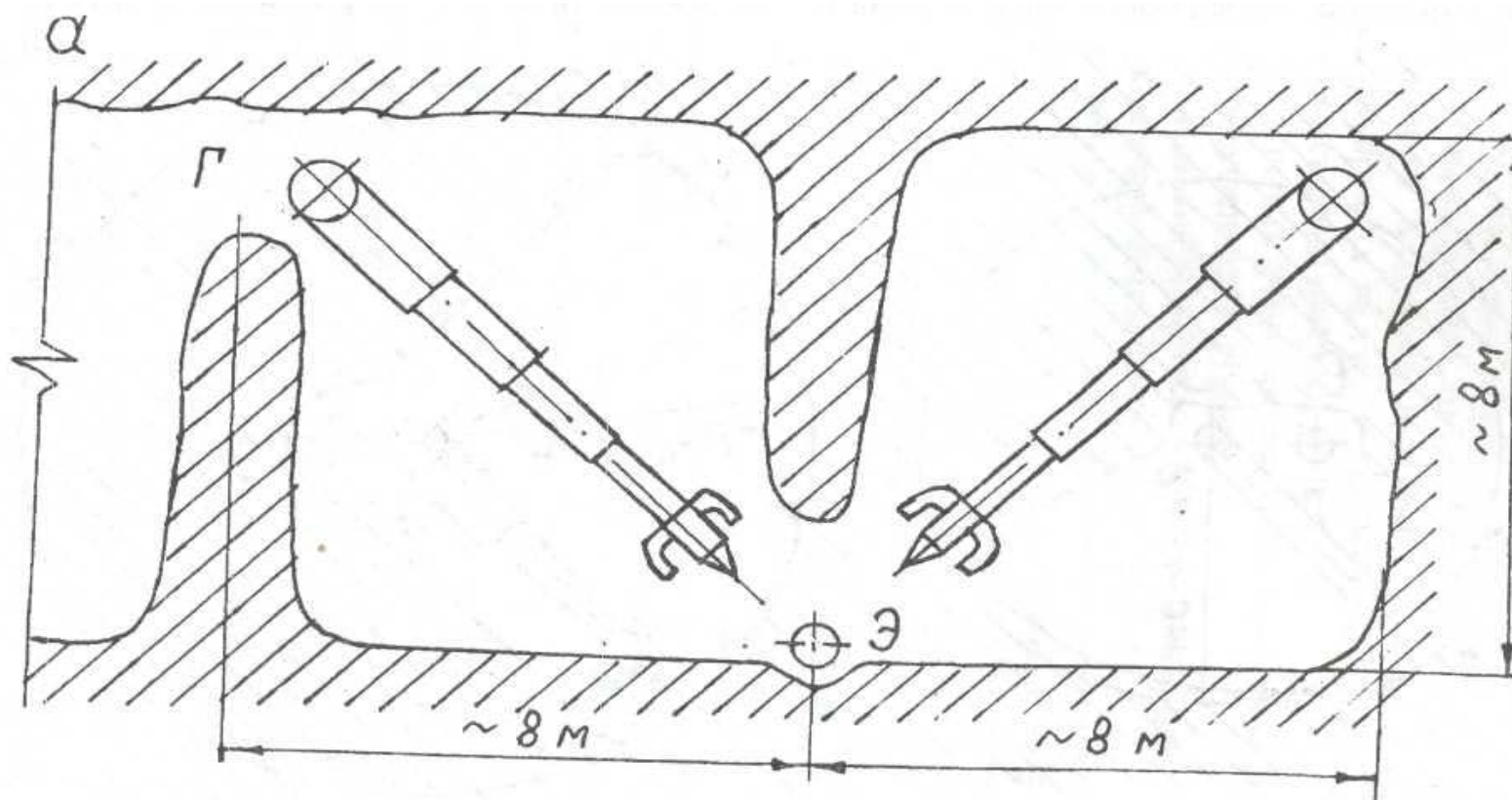
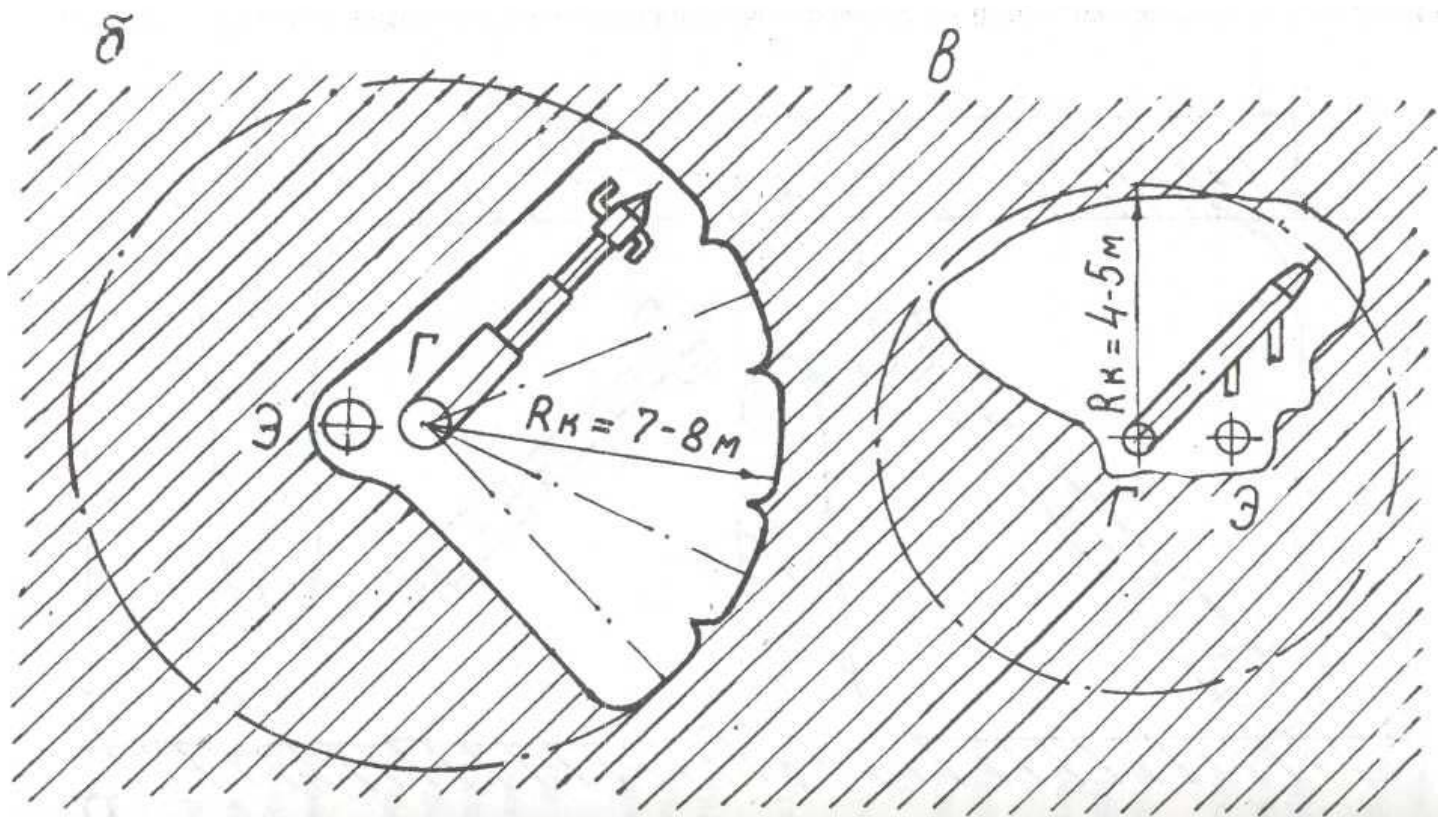


Рисунок 4.17 – Технологические схемы выемки руды в камере: а – попутным забоем; Г – гидромонитор; Э – эрлифт



Продолжение рисунка 4.17 - Технологические схемы выемки руды в камере: б – встречным забоем; в – совмещенным забоем; Г – гидромонитор; Э – эрлифт

Системы разработки СГД. В основу классификации систем разработки закладываются различные технологические принципы (способ управления горным давлением, способ транспортирования породы вне рабочего горизонта способ вскрытия и др.).

Системы подземной разработки рудных месторождений классифицируются по *способу управления горным давлением* и делятся на системы (рисунки 4.18 - 4.20):

- с открытым очистным пространством (рисунок 4.18, а, б);
- с обрушением (рисунок 4.19);
- с закладкой выработанного пространства (рисунок 4.20);
- комбинированные системы (рисунок 4.21).

Одним из острых вопросов горного дела является экологическая безопасность производства, сопровождающая добычу угля. Кардинальный путь решения этих проблем связан с разработкой методов добычи угля через скважины. Именно таким методом и является скважинная гидродобыча (СГД). В ее основе лежит широко используемый в горном деле способ гидромеханизации, что позволяет использовать имеющийся в этой области опыт при разработке новой технологии добычи угля – СГД, способ который был предложен П.М. Тупицыным, а в 60-х годах ГНИИ горнохимического сырья провел комплексные опытно-промышленные работы по скважинной гидродобыче полезных ископаемых.

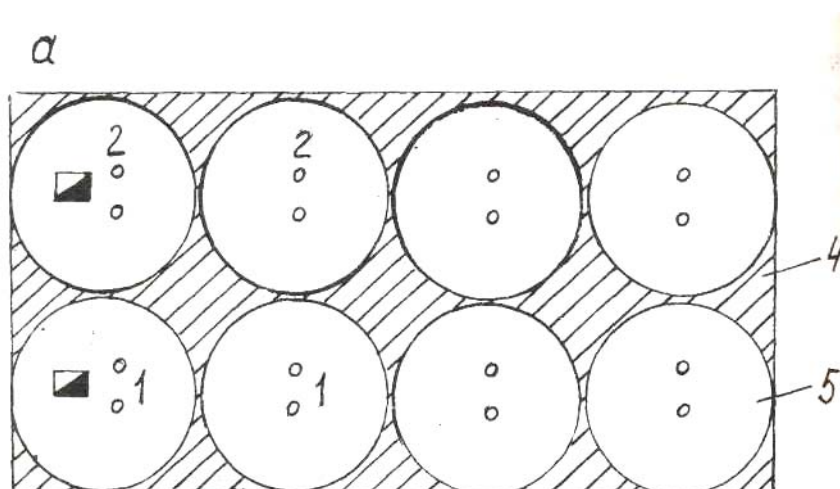
В 70-х годах XX-го века в Московском геологоразведочном институте расширили возможные сферы применения способа, нашли новые технические и технологические решения для разработки ураносодержащих осадочных месторождений, провели опыты по скважинной гидродобыче золота и других полезных ископаемых.

В конце 70-х годов ГИГУС предложил и передал технологию СГД для добычи рыхлых руд КМА, а в конце 80-х годов ряд научных организаций провел опытно-промышленные работы по СГД железных руд с глубины 800 м.

В мировой практике известны опытные работы по СГД угля в США и Канаде.

Сущность скважинной гидродобычи полезных ископаемых (возможны варианты добычи с поверхности или из подземных

выработок) заключается в переводе твердого полезного ископаемого в подвижное состояние гидродинамическим воздействием и выдача его на поверхность в виде гидросмеси через скважины.



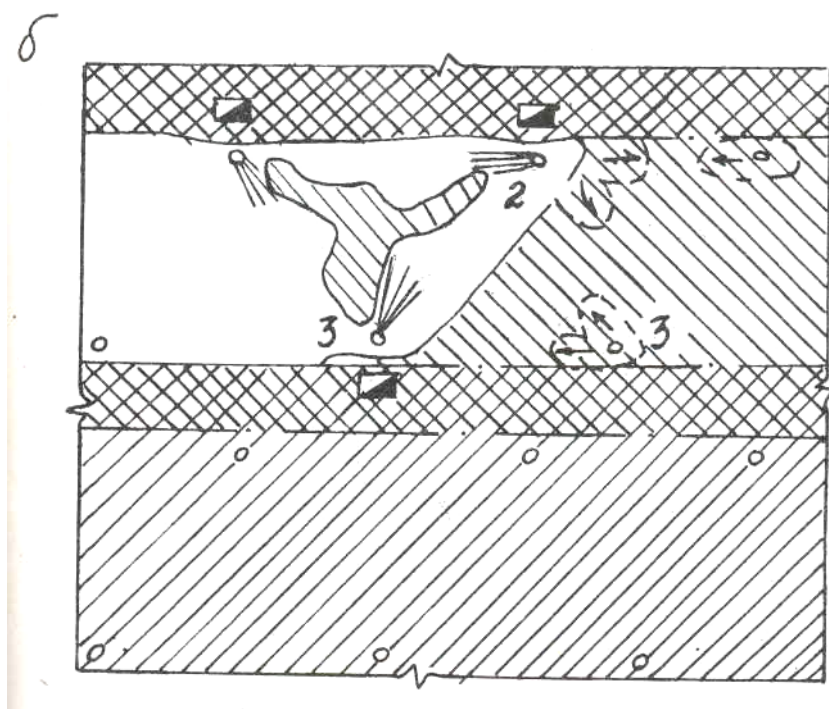
1, 2, – добычные скважины; 4 - целики; 5 – добычные камеры

Рисунок 4.18 – Системы разработки с открытым очистным пространством: а – камерная система разработки с целиками

В общем случае рудник СГД состоит из полигона с разбуренными скважинами и уложенными трубопроводами для подачи сжатого воздуха, напорной воды и гидротранспорта гидросмеси полезного ископаемого до карты намыва или склада другого типа, осветлительного бассейна, насосной и компрессорной станций, электроподстанции и других подсобных служб.

Основным инструментом разрушения полезного ископаемого и его доставки к скважине является напорная вода, которая воздействует на горную породу струей фильтрационного, гидроимпульсного или самотечного потоков.

Интенсификация процессов разрушения и доставки возможна воздействием вибрации, взрыва, химического или микробиологического разложения цементирующего вещества. Выдача разрушенного полезного ископаемого на поверхность может осуществляться эрлифтом, гидроэлеватором, их сочетанием, погружным насосом или противодавлением.

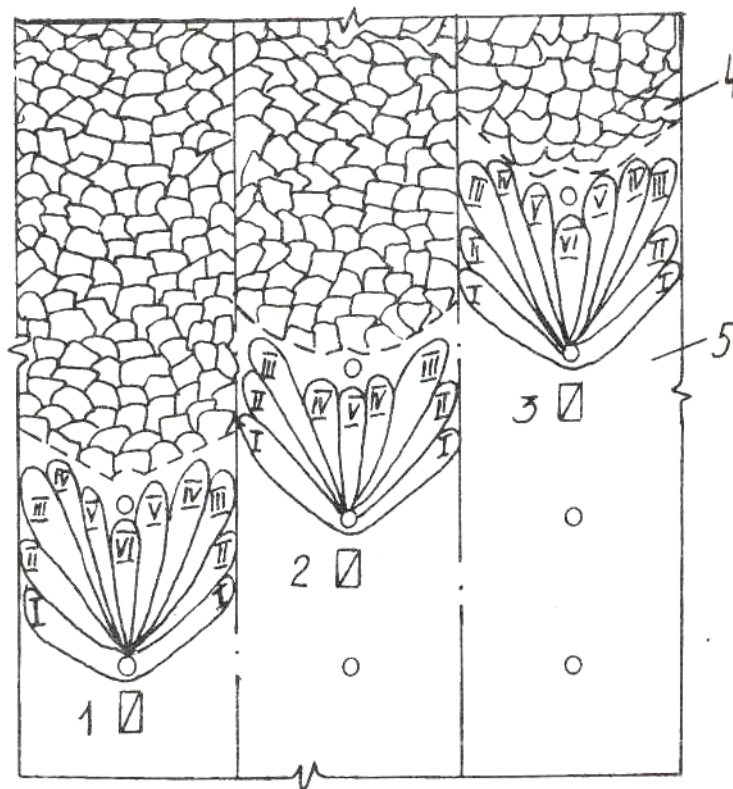


2, 3 – добычные скважины

Продолжение рисунка 4.18 – Системы разработки с открытым очистным пространством: б – блоковая система с целиками

Основными операциями, составляющими сущность метода СГД, являются разрушение полезного ископаемого, его доставка по камере и подъем на поверхность, транспортирование и складирование, а также управление горным давлением.

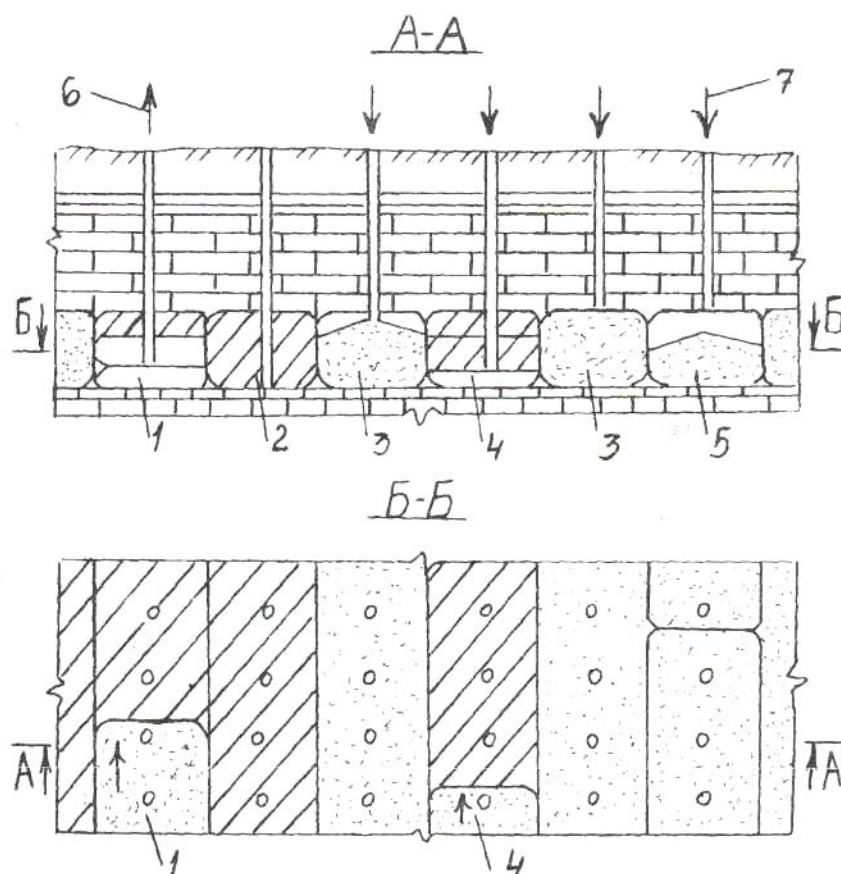
Успех разработки месторождения методом СГД зависит, прежде всего, от физико-геологических условий, главными из которых являются возможность перевода полезного ископаемого в подвижное состояние и осуществляется управление толщей налегающих пород. При этом мощность пласта, глубина его залегания и ценность полезного ископаемого позволяет обеспечить рентабельность добычи.



1, 2, 3 – добычные скважины; 4 - обрушенные камеры; 5 – отрабатываемые камеры; I – VI – заходки

Рисунок 4.19 – Система разработки с обрушением вмещающих пород отдельными камерами

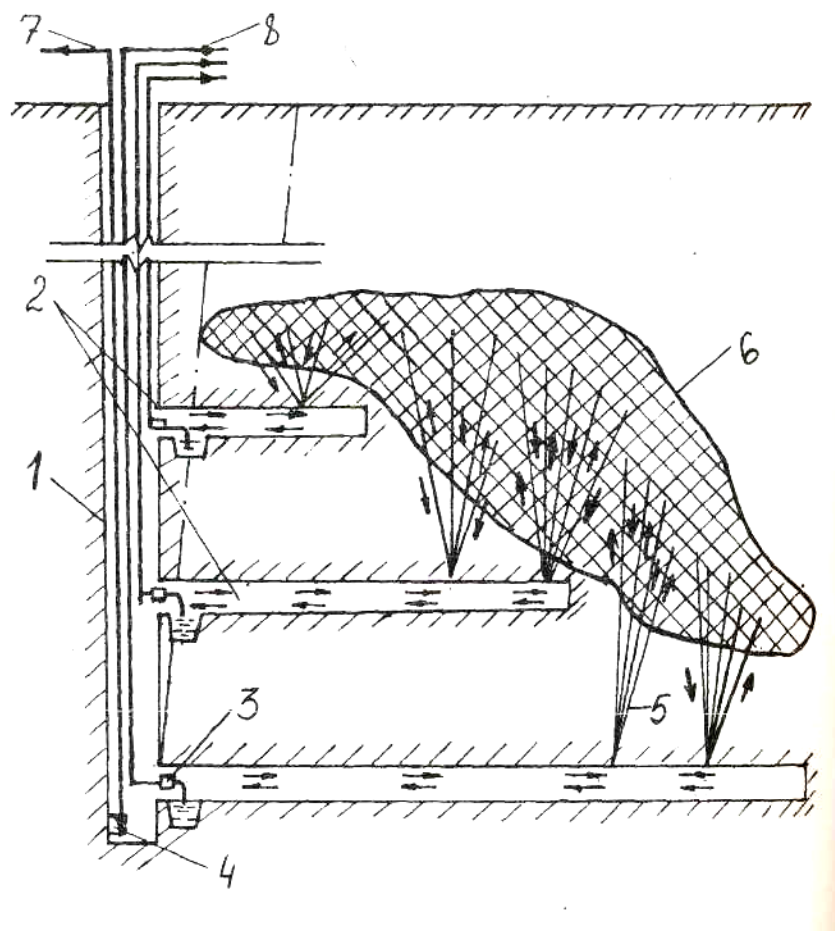
Характеристиками месторождения при выборе параметров разработки, кроме физико-механических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород, являются угол падения и мощность пласта, мощность покрывающих пород, гидрогеологические условия. От них зависят параметры СГД удельный расход и напор воды для разрушения и смыва, параметры гидротранспортирования пород, размеры карты намыва и параметры основного оборудования (насосов), гидромонитора, выдачного механизма.



1 – разрабатываемый блок; 2 – целики; 3 – закладываемые блоки;
4 – разработка целиков; 5 – закладка отработанных блоков

Рисунок 4.20 – Система слоевой разработки с закладкой выработанных блоков

По глубине залегания определяют конструкцию добычного оборудования и влияние на экономичную эффективность способа. С увеличением глубины залегания себестоимость добычи увеличивается медленно, что позволяет эффективно отрабатывать полезные ископаемые, залегающие на большой глубине или под водоемами, разработка которых традиционными способами или невыгодна или вообще невозможна.



1 – ствол шахты; 2 – полевые горизонтальные выработки; 3 – землесосные установки; 4 – водоотливные насосы; 5 – добычные скважины; 6 – рудное тело

Рисунок 4.21 – Комбинированный способ разработки месторождения: шахта плюс наклонные восходящие скважины с полевой горизонтальной выработкой до рудного тела

Существующий опыт СГД подтверждает, что:

- капитальные затраты по сравнению с традиционными способами добычи (открытым и подземным) во многих случаях сокращаются в 3-5 и 10-20 раз соответственно (в зависимости от глубины залегания отрабатываемых рудных тел при прочих равных условиях);

- рудник СГД обладает гибкой структурой, позволяющей легко регулировать его производительность за счет выбора количества действующих скважин;

- за счет процесса самоизмельчения и самообогащения полезного ископаемого в системе «подземная камера – скважина – пульповод – слив – карта намыва», полученный продукт приобретает новые качества, выгодно отличающие его в ряде случаев от продуктов, получаемых на обогатительных фабриках из традиционного сырья;

- функционирование рудника СГД не приводит к нарушению гидродинамического состояния массива, так как вода как энергоноситель находится в обороте, что существенно снижает экологическую нагрузку.

Строительство рудника СГД, обеспечивающего необходимую экономичность и экологическую чистоту производства, безопасность работ для условий каждого конкретного месторождения, возможно только при условии рационального решения проблем: вскрытия месторождений, разрушения руд, подземного транспортирования разрушенного материала к пульпоприемнику, подъема пульпы по трубам на поверхность, контроля за состоянием массива, системы отработки месторождения и камер, а также экологии.

Результаты экспериментов по СГД угля как за рубежом, так и в нашей стране показывают, что одной из ключевых проблем при освоении технологии СГД угля в промышленном масштабе является вопрос управления кусковатостью горной массы, так как негабаритные куски изолируют всасывающее отверстие пульпоподъемной колонны и тем самым нарушают поточность всей технологии.

При подземной гидродобыче угля рассматривалась возможность предварительного ослабления угольного массива взрыванием зарядов ВВ в скважинах. Однако для СГД полезных ископаемых, участок для организации опытной добычи углей скважинными методами должен характеризоваться рядом условий: большой мощностью при неглубоком и крутом залегании пла-

стов; пониженной крепостью; трещиноватостью; хорошей дробимостью угля.

Поэтому наиболее перспективными для организации скважинной добычи угля представляются Прокопьевско-Киселевский, Бунгуро-Чумышский и Бачатский геолого-промышленные районы, обладающие мощными (до 20 м) пластами балахонской серии пермского возраста.

Метод СГД требует нового подхода к вопросу о вскрытии и подготовке фронта работ, поскольку в этом случае добычные скважины являются одновременно вскрывающими, подготовительными и выемочными выработками.

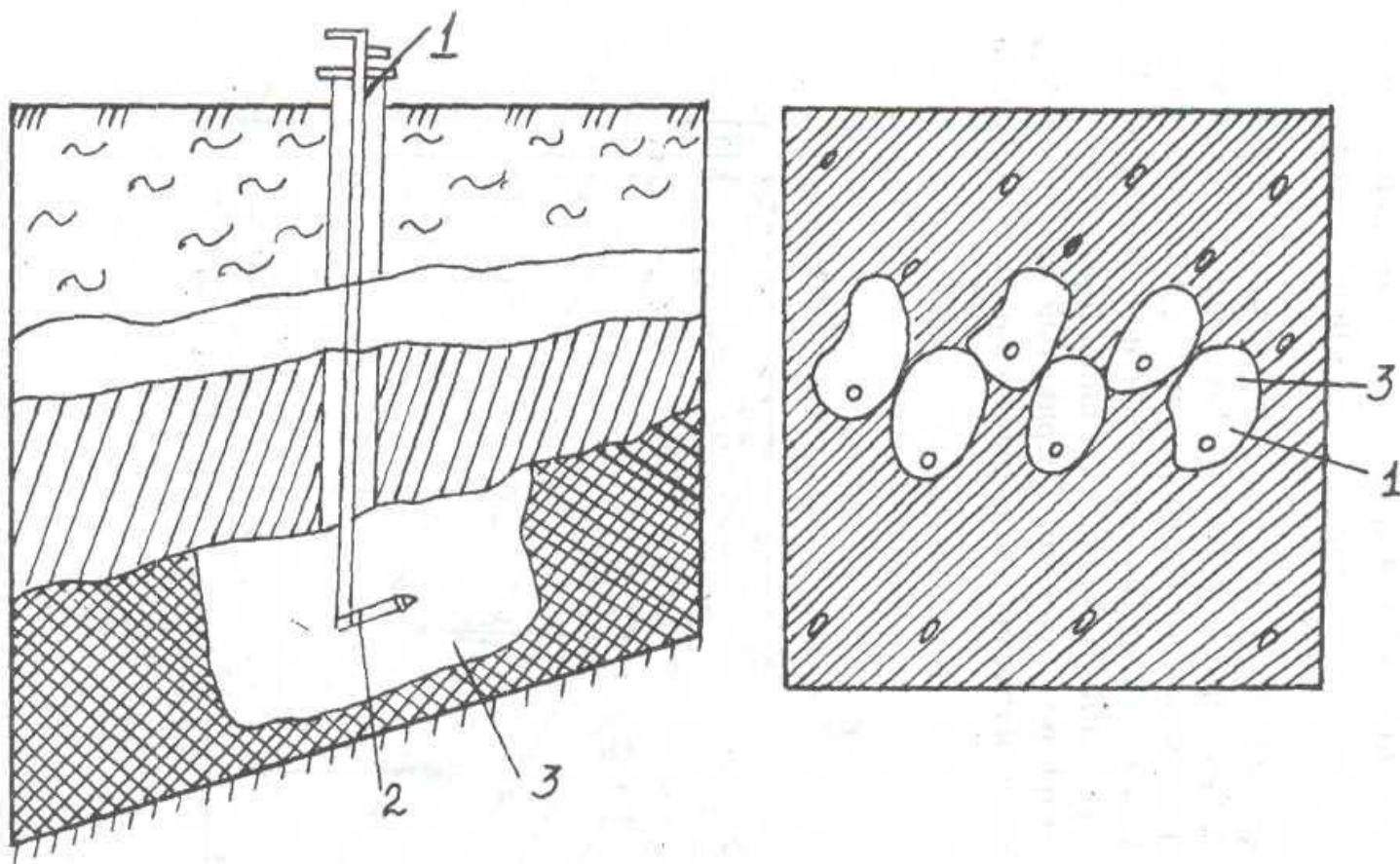
Вскрытие осуществляется вертикальными, наклонными и наклонно-горизонтальными скважинами или комбинированным способом.

При СГД под системой разработки понимается порядок расположения, проходки и включения в работу добычных и вспомогательных скважин, оптимальные ее параметры выбираются из анализа физико-геологических условий залегания угольного пласта и экономических факторов.

По способу поддержания выработанного пространства при СГД угля возможны системы с открытым очистным пространством или обрушенными вмещающими породами, причем первые могут сопровождаться последующей закладкой выработанного пространства и отработкой целиков.

Например, отработка пологозалегающего угольного пласта может быть эффективна при его выемке отдельными камерами (рисунок 4.22), через одиночные или спаренные скважины (выдачную и гидромониторную).

Опытные работы по СГД. Методом СГД ведется добыча фосфоритов на комбинате «Фосфорит» в условиях Кингисеппского месторождения под Нарвским водохранилищем. При скважинной гидродобыче фосфоритоносных песков были достигнуты следующие показатели: средний объем добычи по одной камере составлял 800 т (600-1200 т); средняя производительность агрегата — около 65 т/ч (до 80 т/ч); удельные расходы воды и воздуха соот-

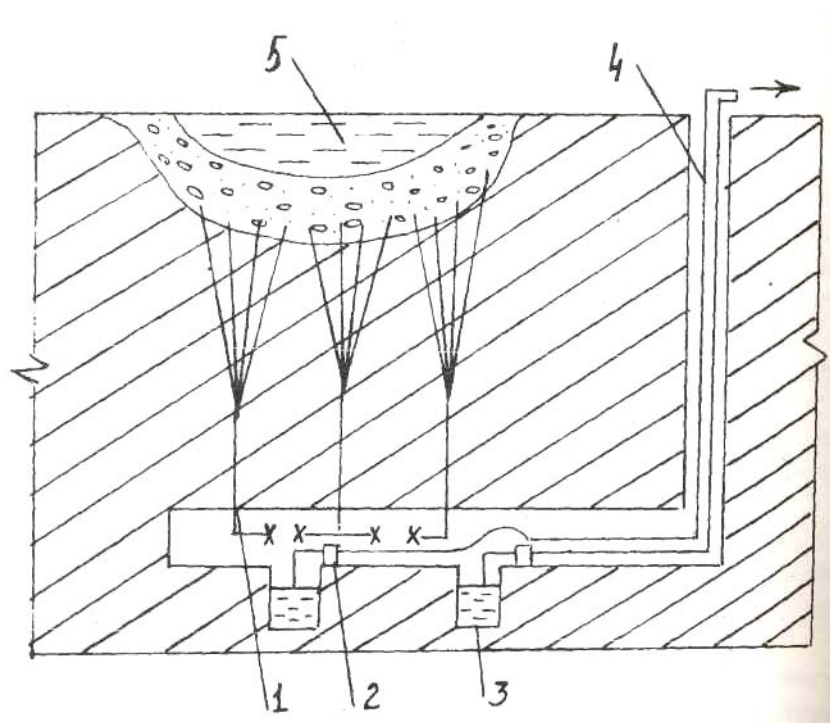


1 – добычная скважина; 2 – добычное оборудование; 3 – выемочная камера

Рисунок 4.22 – Камерная система разработки

ветственно 5-6 и 20-25 м³/т. В среднем за месяц одним агрегатом обрабатывалось 11-12 скважин, т.е. обеспечивалась добыча около 10 тыс.т руды.

При разработке русловой россыпи в Канаде из-за большого количества валунов драга не пошла. Для добычи песков в пойме реки был пройден ствол, от которого в породах плотика проходились горизонтальные горные выработки под дно реки. Из этих выработок до россыпи бурились скважины диаметром 76 мм, по которым в зумпф поступал мелкозернистый золотосодержащий песок, откуда эта гидросмесь откачивалась на поверхность (рисунок 4.23).



1 – скважина; 2 – всас; 3 – зумпф; 4 – шахта; 5 - река

Рисунок 4.23 – Схема разработки золотого песка через скважины

В США метод СГД был применен для опытной разработки уранового месторождения на глубине 61-107 м. Для разрушения руды применялся гидромонитор с двумя насадками: расход воды через них составлял 110 м³/ч при давлении 5,6 МПа. Кроме того, вода подавалась в насадку гидроэлеватора (134 м³/ч) и к буровой коронке (27 м³/ч) для разрушения крупных частиц руды, отбитых гидромонитором. Затем руда попадает на всас гидромонитора.

Средняя производительность гидромонитора 46 м³/ч по руде и 136 м³/ч по гидросмеси. Концентрация твердого в пульпе 60 % по массе. Уровень пульпы в камере поддерживался таким, чтобы струя действовала в воздушной среде. Установлено, что при мощности пласта 1,8 м добыча составит 720 т руды с каждой скважины при радиусе камеры 9-10 м.

На основе этой разработки в дальнейшем предполагается разрабатывать более глубокозалегающие месторождения. Рассчитано, что при совместной работе гидроэлеватора с эрлифтом возможна добыча с глубины до 460 м.

5 НЕТРАДИЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

5.1 Подводная добыча россыпных месторождений

Потребность в огромных количествах полезных ископаемых может быть решена, как за счет их извлечения из морской воды, так и добычи из громадных территорий, покрытых морями и океанами.

По предварительным подсчетам, морская вода содержит свыше 15 млрд.т меди, 15 млрд.т марганца, около 10 млрд.т золота, 200 млрд.т серебра, около 20 тыс.т радия, 7 триллионов т бора, 800 млн.т молибдена, 80 млрд.т йода, 80 млн.т никеля, 800 млн.т кобальта, 46 млн.т свинца [50].

Несмотря на большое содержание полезных элементов в морской воде, все они находятся в незначительных концентрациях за исключением натрия, магния, брома и некоторых солей.

Известно, что в США весь металлический магний и большая часть магнезильного сырья в виде гидроокиси и окиси магния добывается из морской воды. Особые перспективы имеет добыча твердых полезных ископаемых со дна морей и океанов.

Добыча полезных ископаемых со дна морей производилась в давние времена. Известен опыт добычи коралловых рифов в Полинезии и медной руды со дна пролива Босфор в последнем тысячелетии до нашей эры.

Большой интерес к морским россыпям появился только после второй мировой войны.

В настоящее время из морских россыпей добывают: *ильменит, рутил, циркон, монацит, касситерит, магнетит, золото, платину, танталонисбаты, алмазы*. Из береговых россыпей Австралии добывается около 60 % всего циркона.

В Индонезии, Таиланде, Малайзии разрабатываются оловоносные прибрежно-морские россыпи.

Магнетитовые и титано-магнетитовые прииски разрабатываются у берегов Японии.

Общее представление о добываемых за рубежом полезных ископаемых дает таблица 5.1.

Таблица 5.1 – Разработка морских россыпей

Страна	Полезные ископаемые	Местонахождение карьеров
Австралия	Ильменит, рутил, циркон, монацит	Восточное побережье (штаты Квинсленд, Новый Южный Уэльс); западное побережье устья реки Оранжевая, бухта Людериц
Юго-Западная Африка и ЮАР	Алмазы	
Индонезия	Касситерит	Яванское море в районе Оловянных островов
Индия	Ильменит, циркон, рутил, силлиманит	Траванкур, район Бомбея
Исландия	Цементное сырье	Бухта Факса
Канада	Магнетит	Наташкуан
Малайзия	Касситерит	Остров Пукет
Мексика	Рутил	Пуэрто-Ангел
Португалия	Золото	Бухта-Сетубал
США	Золото	Нортон Сауид, Ном (Аляска)
	Платина	Залив Гудньюс (Аляска)
	Ильменит, рутил	Джексоивиль, Трейль-Ридж (Флорида)

	Цементное сырье	Бухта Сан-Франциско, штаты Луизиана, Алабама, в районе портов Тихоокеанского побережья
	Фосфорит	Район Сан-Диего
Таиланд	Касситерит	Пукет
Филиппины	Магнетит	
Цейлон	Ильменит, рутил, циркон	Иульмоддай-Коккилай, западный берег
Япония	Титаномагнетит	Залив Ариаке

В зарубежной практике и в России подводная добыча полезных ископаемых осуществляется: многочисленными *драгами, земснарядами, грейферными драгами, аэрлифтными и другими средствами.*

Обобщение опыта подводной добычи полезных ископаемых по данным зарубежной практики показало ее экономическую эффективность, что видно из следующих данных (таблица 5.2).

Таблица 5.2 – Стоимость добычи тонны полезного ископаемого и удельные затраты

Показатели	Обычная добыча	Подводная добыча
Стоимость добычи 1 карата алмазов, шиллинг	120	30,6
Удельные капиталовложения, %	100	15-20
Стоимость добычи касситерита, цент	82	25-37
Добыча магнетито-ванадиевых песков:		
стоимость добычи 1т полезного ископаемого, доллар	8-10	5
капиталовложения на 1т полезного ископаемого, доллар	70	40
Себестоимость добычи 1т никелево-марганцевых конкреций, доллар	14	2,29-3,5
Удельные капиталовложения на добычу 1т, доллар	12	3

Высокие технико-экономические показатели подводной добычи полезных ископаемых достигаются благодаря тому, что во многих случаях не требуется вскрышных работ, объемы капитальных траншей резко сокращаются или вообще исключаются, нет необходимости в строительстве отвалов и хвостохранилищ, подготовительные работы в пределах контуров месторождений проводятся в небольших объемах, не требуется строительства подъездных путей. При разработке месторождений морскими землесосными снарядами или драгами можно приступить к добыче полезных ископаемых без специальных дорогостоящих работ, а энерговооруженность земснарядов позволяет вести разработку независимо от наличия линий электроснабжения и источников питания. Поэтому освоение подводных месторождений полезных ископаемых может быть достигнуто в кратчайшие сроки и при незначительных удельных капиталовложениях.

Над решением проблемы подводной добычи полезных ископаемых в США работает свыше 15 научно-исследовательских институтов и университетов, а также учебные и исследовательские институты во Франции, Англии, Японии, Швеции, Австрии.

Проблема подводной добычи полезных ископаемых в России складывается из следующих главных направлений:

1. Создание научных основ прогнозирования подводных месторождений, их поиск, технологическое опробование и экономическая оценка.

2. Создание научных основ технологии разработки подводных месторождений и методов обогащения полезных ископаемых, добытых со дна морей и океанов.

3. Создание машин и оборудования подводной добычи и обогащения полезных ископаемых, в том числе специализированных добычных судов как на базе сухогрузных судов, так и судов специального назначения.

4. Решение проблемы проведения геологических изысканий полезных ископаемых на дне морей и океанов.

Разработку морских россыпных месторождений, как правило, производят на больших глубинах, и это – первая ее особенность. Все подводные работы производятся в плотной среде, однако, при морской разработке эта плотная среда весьма динамична. Работа может происходить во время морских волнений, а да-

же незначительное волнение неизбежно связано с пространственными изменениями добычного и обогащательного оборудования. Динамичность среды обуславливается также придонными течениями, действием приливов и отливов. Динамична не только среда, в которой производятся работы, динамично само месторождение полезного ископаемого, в котором постоянно происходят процессы гравитационного разделения, осаждения тяжелых частиц, восстановления (регенерации) самого месторождения. Все это заставляет иначе подходить к созданию добычной и обогащательной техники, к выбору технологических схем при морской добыче.

Необходимость в разработке морских россыпных месторождений появилась в связи с постоянным повышением спроса на минеральное сырье и истощением соответствующих месторождений на континенте. Подсчитано, что дно морей и океанов содержит огромное количество месторождений полезных ископаемых и, в первую очередь, россыпных. По этим подсчетам, только запасы железа в залежах железосодержащих песков и в железомарганцевых конкрециях составляют 300 млрд.т. Месторождения железомарганцевых конкреций тоже являются россыпными — конкреции россыпью в один, реже в несколько слоев покрывают дно океана. Совершенно очевидно, что именно россыпные месторождения морского дна в первую очередь будут найдены, разведаны и отработаны. Только позже человек сможет добраться до тех рудных и пластовых месторождений, которые залегают в коренных породах под дном морей и океанов.

В настоящее время из морских россыпных месторождений подводными работами добывают золото, олово, алмазы, платину, редкометальные железосодержащие пески, строительные материалы, фосфориты и др. В промышленных масштабах предполагается в ближайшее время приступить к разработке залежей железомарганцевых конкреций на больших глубинах. Основные работы ведутся пока в пределах континентального шельфа. Сравнительно небольшой мировой опыт подводной разработки показал, какие огромные минеральные богатства сконцентрированы в россыпных месторождениях шельфа.

Залежи конкреций на больших глубинах представляют весьма большую ценность, поскольку в них, кроме железа, содержатся значительные количества марганца, меди, никеля, кобальта.

Морская разработка может быть разделена на разработку шельфовых и глубоководных месторождений, которые требуют различных технологий и технических средств. Попытки разрабатывать шельфовые месторождения относятся к концу прошлого столетия. Техническая возможность разведки и разработки глубоководных месторождений появилась только во второй половине XX века.

Для разработки шельфовых месторождений применяли те же драги глубокого черпания. При помощи этой техники и теперь производят добычу большого количества касситерита в Юго-Восточной Азии (Малайзия, Индонезия, Таиланд). Золото, фосфориты, платину добывают на шельфе США, алмазы – в Юго-Восточной и в Юго-Западной Африке, фосфаты и редкометалльные пески – в Австралии и т.д. Всего в подводной добыче на шельфе участвуют более 15 стран. В общем объеме работ горнодобывающей промышленности подводная разработка не заняла еще ведущего места – ее удельный вес составляет около 10 %. Однако, перспективы здесь самые обширные. Начало же разработке шельфовых месторождений в больших масштабах было положено в 30-е годы XX века в США (разработка месторождений платины в заливе Гудныйос).

В нашей стране первые опыты разработки месторождений шельфа были предприняты в середине 40-х годов XX в. на Черном море, где разрабатывали месторождение титаномагнетитовых песков. В середине 60-х годов начаты активные работы по освоению шельфовых россыпных месторождений. В них участвовали ведущие ученые страны и целый ряд организаций (МГИ, ЛГИ, ВНИИПрозолото и др.). При этом основное внимание уделялось созданию технических средств пробоотбора и подводной добычи, в том числе и для больших глубин.

Добычные работы на месторождениях шельфа ведутся при помощи многочерпаковых, грейферных, гидравлических драг и земснарядов. Пока основную роль играют многочерпаковые драги с вместимостью черпака до 510 л. Однако, такие драги могут

успешно работать на глубинах в пределах 50-60 м. На больших глубинах нужны другие добычные устройства.

Возможность работы драги и ее производительность при разработке морских месторождений в значительной степени ограничиваются погодными условиями. Добычное и обогатительное оборудование, установленное на драгах, может устойчиво работать при крене до 4° , что соответствует пятибалльному волнению моря, при большем волнении работа становится невозможной.

В условиях арктического шельфа дражная разработка может происходить только тогда, когда море свободно ото льда. Лед и его постоянные подвижки – основная помеха работе. Период свободного ото льда моря в этих районах весьма ограничен, поэтому возникает сомнение в целесообразности применения здесь дражного способа разработки. В связи с этим появились предложения производить добычу в таких условиях непосредственно со льда, создав для этого специальную технику.

В настоящее время существуют три направления развития технологии подводной морской добычи. *Первое* – применение обычной дражной разработки с использованием добычных устройств, позволяющих вести работы на значительных глубинах. *Второе* предусматривает разделение добычных и обогатительных работ. Добычные работы осуществляются при помощи агрегата, находящегося на плаву, или же автономного устройства, находящегося непосредственно на морском дне. Добытые пески при помощи гидротранспорта или специальных морских судов (барж, шаланд) направляются на обогатительную фабрику, которая может находиться на плаву или на берегу. В тех условиях, когда применяются плавучие обогатительные фабрики, независимо от того, размещены они с добычным устройством или нет, неизбежен сброс хвостов обогащения в воду, что совершенно нежелательно с точки зрения экологической безопасности. В настоящее время этому придается такое значение, что появились предложения определять производительность подобных обогатительных установок по условию сохранения предельно допустимых концентраций взвеси в воде. При этом возможен рассредоточенный сброс хвостов обогащения в нескольких точках. Все это существенно усложняет и удорожает подводную добычу.

Поэтому сегодня весьма перспективным представляется *третье направление* – подъем на поверхность воды не всей массы добытого материала, а только концентрата, обогащение же предусматривается непосредственно на дне, одновременно с работой добычного устройства. В этом случае создаются наиболее благоприятные условия для предохранения воды от загрязнения, хвосты обогащения при этом укладывают в выработанное пространство. Кроме того, значительно сокращается расход энергии, поскольку отпадает необходимость в транспортировании больших объемов горной массы. Особенно перспективно такое направление при разработке на больших глубинах.

К основным добычным установкам относятся драги, земснаряды, черпающие снаряды, подводные (в том числе и самоходные) машины (рисунок 5.1).

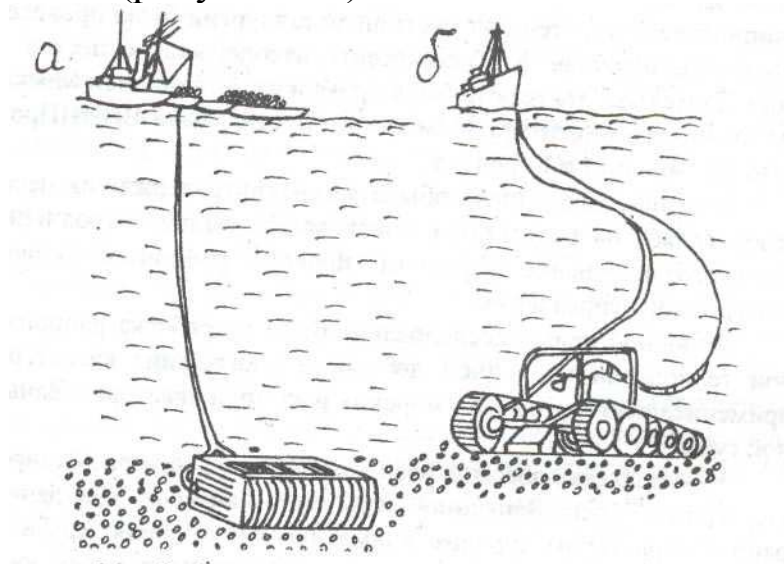


Рисунок 5.1 – Добычные установки, применяемые при разработке глубоководных морских месторождений: а – скрепер-волокуша с придонным обогащением; б – самоходный добычный агрегат, связанный с судном на поверхности

Обширным и пока еще практически незатронутым полем деятельности для разработки россыпных месторождений представляется освоение глубоких морских россыпей. Например, разработка глубоководных залежей железомарганцевых конкреций. Освоение морских россыпных месторождений в настоящее время – важнейшая задача, решение которой даст возможность приступить к поискам и разработке других месторождений морского

дна. Как всегда и всюду раньше, разработка россыпных месторождений, несомненно, сыграет пионерную роль, именно на ее основе в дальнейшем будет происходить общее освоение природных ресурсов морского дна. Так же, как это происходило в различных континентальных районах мира, где начало промышленного освоения было положено разработкой россыпных месторождений.

Опыт подводной добычи полезных ископаемых в Арктике. В последние годы значительное внимание уделяется добыче олова из морских россыпей за рубежом и в нашей стране. По инициативе Министерства цветной металлургии была проведена опытно-разведочная добыча касситеритсодержащих песков на море Лаптевых. Эта работа была проведена экспедицией Московского горного института совместно с институтами ВНИИПрозолото, Иргиредмет и Гиредмет.

Опытно-разведочная добыча касситеритсодержащих песков базировалась на результатах поисковой разведки, выполненной геологоразведочными партиями Янского районного геологоразведочного управления.

Основной целью исследования была разработка рациональной технологии подводной добычи и обогащения касситерита применительно к условиям морских россыпей акватории Ванькиной губы.

Чокурдахская россыпь расположена за 72⁰ северной широты у северного берега Ванькиной губы моря Лаптевых. Для данного района характерны суровые климатические условия Арктики и сложные горно-геологические условия залегания морских россыпей. Ледовый покров на акватории держится 8-9 месяцев в году и достигает мощности 2,5-3,0 м. Глубина моря в заливе не превышает 11 м, и на опытном участке составляет в среднем 2,5 м. Донные осадки на участке работ представлены в основном тонко-мелкозернистыми песками (класс – 0,1 до 47 %) со значительной примесью мелко-галечнощебеночного материала (от 10 до 34 %). Кроме того, наблюдается в значительных количествах ильменит, рутил, циркон, а также магнетит, турмалин и гранат.

Для проведения опытных работ была принята следующая технологическая схема. Выемка песков осуществлялась землесосным снарядом, который по принятой методике можно назвать

«5-10». В качестве грунтового насоса был использован центробежный насос типа 2,5 НФ.

Выбор насоса определялся производительностью обогатительных фабрик, а также ограниченностью энергоресурсов.

Землесос был установлен на понтоне катамаранного типа, который был изготовлен силами Чокурдахской экспедиции непосредственно в районе работ. Тип понтона обусловлен требованием его высокой устойчивости. Понтон состоял из четырех сигар диаметром около 1 м, длиной 4 м, сваренных попарно и соединенных мостом, шириной 4 м. Грузоподъемность понтона достигала 3000 кг, палуба земснаряда имела площадь около 17 м².

Всасывающая линия землесоса была выполнена из гибкого резино-тканевого рукава с внутренним диаметром 75 мм, армированного стальной проволокой. Основным всасывающим устройством являлся наконечник со специальным обратным клапаном откидного типа (для заливки всасывающей линии перед пуском землесоса) и гидравлического рыхлителя. Гидрорыхлитель был выполнен из 32-миллиметровой трубы, согнутой в кольцо диаметром 250 мм с 11 равномерно расположенными отверстиями диаметром 4,5 мм. Водоснабжение гидрорыхлителя, обогатительных аппаратов и заливка землесоса осуществлялась от насоса 2 К-6.

На понтоне размещались насосы, пускорегулировочная и контрольно-измерительная аппаратура. Энергоснабжение осуществлялось от двух бензино-электрических агрегатов типа АБ-8 суммарной мощностью 16 кВт кабелем марки СШТ 4×6, проложенным по дну моря.

Пульпопровод был выполнен аналогично всасывающей линии землесоса и прокладывался также по дну моря.

Для переработки песков на берегу была смонтирована обогатительная установка, состоящая из неподвижного грохота, пускового насоса НП-1 с зумпфом, гидроциклона ГЦ-150, четырехструйных желобов, винтового шлюза и концентрационного стола 30 КЦ-1.

Пульпа по рокеру поступала на неподвижный грохот с размером отверстий 2 мм. Верхний продукт (+2 мм), не содержащий полезных минералов, сбрасывался в отвал. Подрешетный продукт (-2 мм) поступал в зумпф пускового насоса и закачивался в гид-

роциклон для сгущения. Слив гидроциклона сбрасывался в отвал, а сгущенные пески через пульподелитель поступали на струйные желоба (1000×250×2 мм) и винтовой шлюз диаметром 500 мм.

Струйные желоба выдавали грубый концентрат и отвальные хвосты, причем концентрат отбирался как из нижней части веера, так и через щели желобов. Винтовой шлюз выдавал грубый концентрат, промпродукт и отвальные хвосты. Грубый концентрат желобов, а также грубый концентрат и промпродукт шлюза переищались на концентрационном столе (таблица 5.3).

Таблица 5.3 - Ситовая характеристика перерабатываемых песков

Классы, мм	Выход, %
-1,0	6,1
-0,5	7,1
-0,25	23,8
-0,10	47,2
	100,0

Почти на 100 % полезные минералы сосредоточены в классе – 0,25 мм.

В результате опытных работ были сняты технологические показатели процессов добычи и обогащения морских песков и получен коллективный концентрат с содержанием тяжелых минералов 60-70 %. Извлечение касситерита в коллективный концентрат составило свыше 90 %.

В настоящее время ведутся работы по разделению коллективного концентрата на касситеритовый, титановый и цирконо-вый концентрат.

Предварительная обработка данных по добыче и обогащению морских песков Чокурдахской россыпи показывает большую эффективность извлечения полезных минералов из прибрежно-морских россыпей моря Лаптевых.

5.2 Разработка коренных месторождений со дна озер, морей и океанов

Со дна морей и океанов наиболее развита добыча нефти в Венесуэле, в Персидском и Мексиканском заливах, на западном побережье США, на Аляске [49].

Под морскими водами Мексиканского залива осуществляется добыча серы скважинной технологией по аналогии с добычей нефти. Месторождение расположено у побережья Луизианы в 11 км от берега. Способ разработки этого месторождения заключается в следующем. Над месторождением сооружена стальная платформа площадью около 1,5 км² (искусственный остров), на которой установлены водогрейные котлы высокого давления, мощные компрессоры, насосы и другое оборудование. С этой платформы до месторождения пройдены буровые скважины большого диаметра, оборудованные несколькими колоннами труб. По одному межтрубному пространству мощные насосы нагнетают воду, подогретую при высоком давлении до 170⁰, в трещиноватые породы, вмещающие серу. Сера расплавляется и по другому межтрубному пространству откачивается вместе с водой в специальные баржи, транспортирующие серу на берег.

В настоящее время из коренных месторождений морского дна извлекают уголь, железные руды, никель, медь, олово и др. (Австралия, Англия, Греция, Ирландия, Исландия, Канада, США, Тайвань, Турция, Финляндия, Франция, Чили, Япония) [51, 52]. Известно более 100 шахт и рудников, эксплуатируемых из системы подводных выработок, пройденных с берега, естественных или искусственных островов. Схемы вскрытия под дном моря тесно увязаны с берегом. Применяются комбинированные схемы вскрытия – вертикальными и наклонными стволами с подготовкой шахтных полей горизонтальными выработками. Глубина шахт колеблется от 30 до 2400 м под дном моря при максимальной глубине воды до 120 м и удалении от берега до 8 км.

Общие принципы разработки рудных месторождений под дном океана основываются на обязательном поддержании налегающих пород значительной мощности, гарантирующим надежную изоляцию выработанного пространства от прорыва морских вод, или на выемке методом расплава с последующим обрушением пород кровли.

Способы вскрытия и подготовки таких месторождений представляют наибольший интерес и в зависимости от пространственного положения по отношению к суше предусматривают:

- закладку наклонных стволов шахт с берега моря с постепенным углублением под его дно;
- проходку стволов шахт с островов, находящихся вблизи месторождения;
- устройство вертикальных стволов шахт с искусственных островов.

Заслуживает внимание опыт вскрытия и разработки железорудного месторождения «Вабана», залегающего под дном Атлантического океана у восточного берега о. Ньюфаундленд в Канаде (рисунок 5.2). Разрабатываемая часть месторождения простирается на 5 км вдоль берега и падает под дно океана на 2,5-3 км. Запасы железной руды оцениваются в 3 млрд.т. Месторождение представлено свитой пологопадающих пластов, залегающих в толще песчаников, перекрытых породами кембрия.

Из 12 обнаруженных пластов только три имеют промышленную мощность 1,5-10 м. Все три пласта залегают параллельно под углом 8° . Самый нижний из них «Доминион», затем выше на 72 м залегают пласты «Скотия», а еще выше на 10 м – пласт «Верхний». Руда и вмещающие породы устойчивые. Содержание железа в руде составляет 51 %.

На руднике применяется камерно-столбовая система с междуканальными целиками для предохранения очистных работ от прорыва морской воды.

Вскрывали месторождение с берега залива Консепшен четырьмя наклонными стволами, три из которых пройдены по руде, а четвертый – по пустой породе лежащего бока свиты.

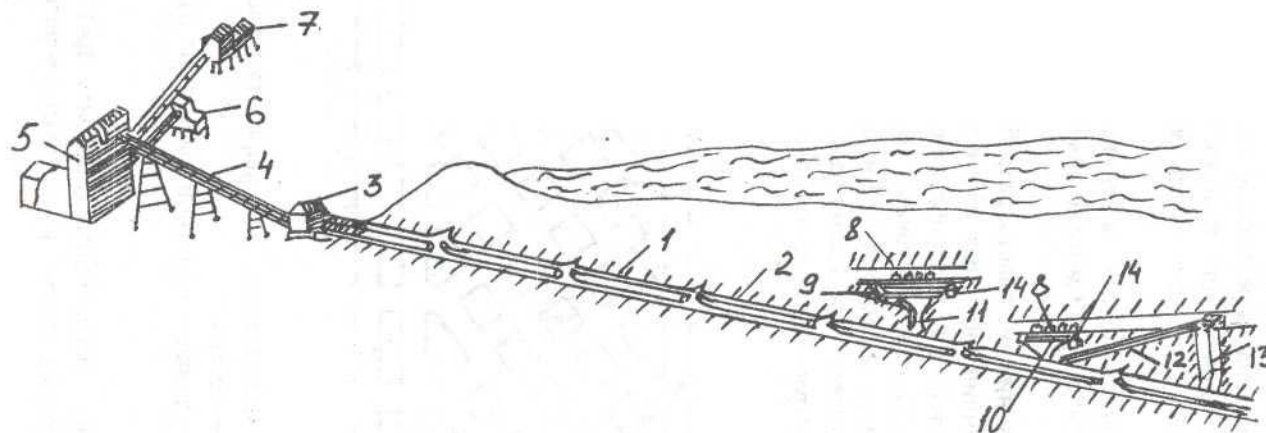
Первоначально руду по стволам поднимали в 24-тонных железнодорожных вагонах нормальной колеи при помощи лебедок. Ширина стволов прямоугольного сечения 6 м, высота – 2,5-4,2 м. Впоследствии стволы были оборудованы скиповыми подъемами с емкостью скипов от 3 до 15 м³.

Мощность электродвигателей подъемных машин 260, 640 и 1100 кВт.

До 1954 г. рудник добывал 1,8 млн.т руды в год. Дальнейшее повышение производственной мощности рудника лимитировала производительность скиповых подъемов.

После реконструкции рудника, когда скиповые подъемы в центральном стволе были заменены конвейерными, производственная мощность рудника возросла до 3 млн.т в год.

В стволе установлено 10 последовательно действующих ленточных конвейеров с шириной ленты 1000 мм. Общая длина конвейеров 3579 м, угол наклона от 12 до 4°.



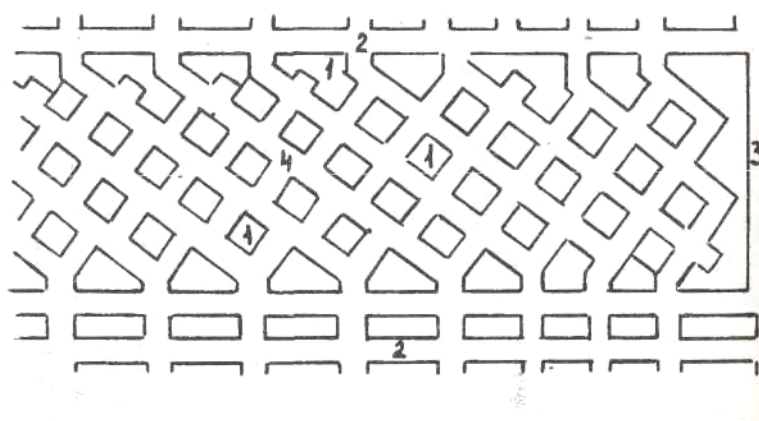
1 - наклонный рудоподъемный ствол шахты № 2; 2 - ленточный конвейер; 3 - верхняя приемная площадка; 4 - наклонная конвейерная галерея; 5 - дробильно-сортировочное отделение; 6 - бункер для пустой породы; 7 - бункер для руды; 8 - круговой опрокидыватель; 9 - колосниковый грохот; 10 - пластинчатый питатель; 11 - бункер для дробленой руды; 12 - наклонный ленточный конвейер; 13 - бункер-восстающий для дробленой руды; 14-дробильная установка

Рисунок 5.2 – Вскрытие железорудного месторождения «Вабана» с берега моря через наклонные шахты с постепенным углублением под его дно

Общая высота подъема 535 м, производительность 1160 т/ч. Конвейерная линия установлена на рельсовую колею. Вторая колея использовалась, как и раньше, для обслуживания вспомогательных операций по спуску и подъему людей, материалов, оборудования и т.п.

В настоящее время очистные работы ведутся на расстоянии более 5 км от берега на глубине 190 м ниже дна моря и на 610 м ниже уровня моря.

В целях безопасности нижние пласты разрабатываются с оставанием на 300 м от линии очистных работ в вышележащих пластах. Минимальная толщина налегающих пород от очистных забоев до дна океана 60 м. Ширина откаточных выработок 6 м, высота – 2,4-4,2 м. Длина очистных камер 90-180 м, ширина – 6-7,5 м, высота равна мощности рудного тела. Схема расположения подготовительных и очистных выработок представлена на рисунке 5.3.



1 – целики; 2 – наклонные штреки; 3 – выработки главного откаточного горизонта; 4 – камеры

Рисунок 5.3 - Схема подготовки и очистной выемки на руднике «Вабана»

От выработки главного откаточного горизонта проводятся наклонные штреки, из которых ведется подготовка и нарезка камер, целиков.

Очистное пространство обычно не крепят, так как вмещающие породы достаточно устойчивы. Стволы шахт и основные откаточные выработки закреплены деревянной крепью и

только в местах тектонических разломов применяется специальная крепь.

Все процессы очистной выемки в камерах механизированы. Шпуры бурятся буровыми установками. Погрузка отбитой руды ведется тремя типами грузчиков: *скреперами, погрузочными машинами с загребающими лапами и экскаваторами*, в зависимости от мощности залежей. Экскаваторы применяются при мощности залежей выше 3,6 м. В основном же используются погрузочные машины производительностью 700 т/ч. Руда доставляется в челноковых самоходных вагонетках емкостью 12-15 т, разгружающихся затем в рудничные вагонетки, составы которых из 24 вагонов откатываются электровозами до бункера и дробильных камер у ствола шахты.

Введение конвейерного подъема снизило эксплуатационные затраты и повысило производительность труда рабочего в 1,7 раза.

Междукамерные целики по соображениям безопасности не отрабатываются, поэтому извлечение руды при камерно-столбовой системе составляет 50-60 %. Проветривание рудника осуществляется тремя вентиляторами производительностью по 2830 м³/мин.

Выданная на поверхность руда дробится в конусных дробилках и доставляется конвейером в порт (на расстоянии 3 км от рудника). Суда загружаются конвейерными погрузчиками консольного типа.

В Канаде на руднике «Панель-Консолидейтд» принят способ вскрытия *двумя вертикальными шахтами*, расположенными на двух небольших островах, находящихся в зоне уранового месторождения, залегающего под оз. Куирк на глубине 210-450 м. Месторождение представляет собой примерно 6 млн.т, среднее содержание урана – 0,1 %. Схема вскрытия месторождения, принятая вследствие необычных условий залегания рудного тела, уникальна.

Одна шахта, расположенная на небольшом острове площадью около 0,4 га и пройденная на глубину 300 м, предназначена для выдачи руды. Остров находится недалеко от берега и соединен с ним дамбой, по которой проходит автодорога. Суточная производительность шахты 3000 т руды (900000 т/год).

Другая шахта расположена на маленьком острове в центре озера и предназначена для вентиляции и выдачи пустой породы. Пройдена она на глубину 375 м.

Расстояние между шахтами 800 м.

Интересный проект для вскрытия угольного месторождения разработан в Англии. На побережье Нортумберленд предусмотрено сооружение крупного искусственного острова на расстоянии 11-13 км от берега. На сооружение этого острова потребуется 15-20 млн. т горных пород (1/5 часть от общей суммы расходов).

Перспективны для освоения подводных месторождений скважинные методы. В основе освоения таких месторождений должны быть замкнутые безотходные технологии с полной утилизацией отходов добываемого сырья.

5.3 Подземная разработка месторождений с применением ядерных взрывов

Применительно к горному делу известно применение подземных или камуфлетных ядерных взрывов (для интенсификации разработки истощенных нефтяных и газовых залежей, ликвидации аварий на нефтяных и газовых промыслах; создания подземных емкостей для хранения природного газа, нефти, захоронения отходов и т.п.). Технология проведения этих ядерных взрывов исключает попадание радиоактивных продуктов в подземные воды, на поверхность и в атмосферу. При этом используются приборы и аппаратура для контроля, способные зафиксировать малейшее изменение окружающей среды [53].

Подземные ядерные взрывы (с тротильным эквивалентом несколько Мт) вызывают мощный сейсмический эффект, сопоставимый с природными землетрясениями.

В 1966-85 г. в США произведено 563 ядерных взрыва (в том числе 15 в мирных целях), в СССР – 449 (в том числе 120 в мирных целях).

В США разработана программа, предусматривающая исследования по установлению возможности применения взрывов в мирных целях, в том числе и в горном деле [49]. Такая же программа разработана в Австралии.

Для ядерных зарядов промышленного назначения наиболее удовлетворяют термоядерные устройства, так как подавляющая часть энергии, выделяемой при взрыве, создается в результате синтеза легких ядер (H-2, H-3) и лишь незначительная часть – вследствие реакции деления тяжелых ядер (U-235, Pu-239).

Спуск и размещение ядерных устройств под землей производится обычно через скважины, пробуренные с поверхности.

Стволы-скважины для вскрытия месторождения, как правило, имеют диаметр 1,2 м, а глубина их достигает до 1450 м. Крепление стволов производится металлическими трубами с внутренним диаметром 1200 мм.

Одним из направлений использования ядерных взрывов в горном деле является разработка обширных месторождений бедных руд системой принудительного массового обрушения. Эта система основана на эффекте образования ядерного эллипсоида. Раздробленная руда, заполняющая эллипсоид, выпускается. По мере ее выпуска самообрушение захватывает зону, окружающую эллипсоид, нарушенную интенсивными трещинами, что пополняет запасы, готовые к выпуску.

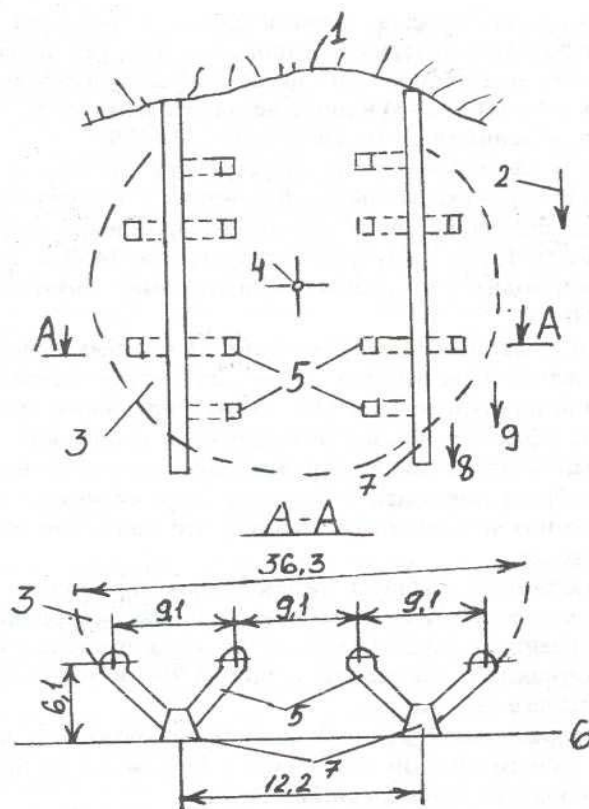
Во избежание выброса газообразных продуктов ядерного взрыва в атмосферу через случайные трещины над ядерным зарядом (выше границы его действия) оставляется предохранительный целик над вершиной эллипсоида толщиной 90-150 м, в зависимости от свойств налегающих пород.

При неправильной форме рудных тел возможность дробления их одним ядерным зарядом исключается. В этом случае применяется система с несколькими ядерными зарядами.

При отработке рудной залежи принудительным массовым обрушением ядерными взрывами многие конструктивные особенности и параметры существующих систем этажного обрушения остаются аналогичными обыкновенному способу отработки, но понятие этажа здесь исключается.

На рисунке 5.4 представлена схема подготовки при системе блокового обрушения, основанной на геометрических параметрах экспериментального ядерного взрыва «Райнир» (США).

Изучение и анализ показали, что из всех традиционных систем подземной разработки эта может явиться наиболее реальной основой для создания новой технологии с применением ядерных взрывов.

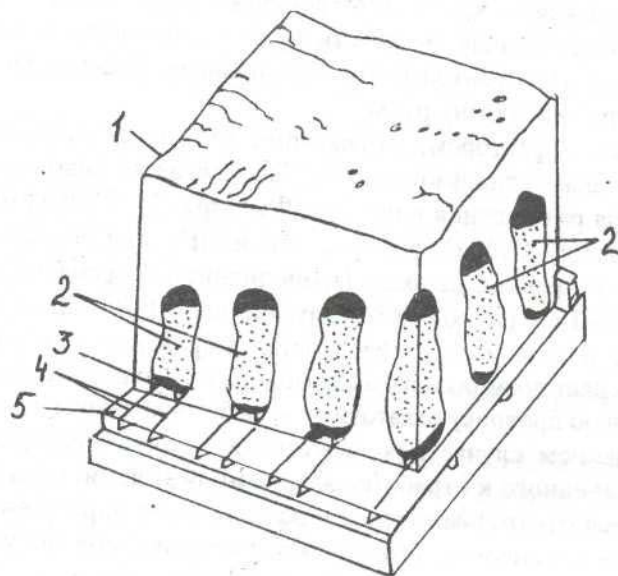


1 – неминерализованная зона; 2 – руда; 3 – зона трещиноватости и обрушения; 4 – ядерный заряд; 5 – рудоспуски; 6 – рабочий горизонт; 7 – скреперные штреки; 8 – направление к устью штольни; 9 – направление разработки

Рисунок 5.4 - Модификация системы блокового обрушения ядерными зарядами (схема подготовки)

Предусматривается последовательная разработка, при которой работы ведутся в продольном или поперечном направлении от первичного ядерного взрыва, что определяется пространственным положением и размерами рудного тела.

На рисунке 5.5 показана схема подготовки и конструкция системы принудительного обрушения с использованием группы ядерных зарядов, расположенных на одном горизонте и взрывааемых одновременно или с коротким замедлением.



1 – поверхность земли; 2 – ядерные эллипсоиды; 3 – выпускные дучки; 4 – скреперные штреки; 5 – откаточные штреки

Рисунок 5.5 – Схема подготовки при системе принудительного массового обрушения руды с использованием группы ядерных зарядов

Между отдельными блоками образуются как бы опорные целики, которые, будучи также нарушенными, в конечном счете могут быть извлечены вместе с рудой, отбитой ядерными зарядами в блоках. Схема подготовки горизонта выпуска аналогична схеме подготовки при этажном обрушении. Схема вскрытия и подготовки этажей рудников, на которых применяются ядерные взрывы для разрушения больших блоков, должна быть соответственно увязана с новыми параметрами блоков. Эти процессы, как и строительство поверхностного комплекса, осуществляются после проведения ядерных взрывов.

На крупных месторождениях высота этажа может достигать 200-300 м, а добыча руды будет в 10 и более раз превышать достигнутую на самых крупных современных рудниках. Такая высокая производственная мощность рудника, основанная на

большом количестве отбитой руды обуславливает значительное снижение затрат на добычу руды.

Важным фактором, снижающим стоимость добычи руды, является также использование буровых скважин диаметром 300-900 мм для размещения в них ядерных зарядов. Экспериментальные взрывы в США «Хэрдхэт» (5 кт) и «Шоул» (13,4 кт), произведенные в крепких породах (гранодиориты и граниты), на расстоянии 10-14 м (т.е. 0,0-0,5 радиуса полости) ниже подошвы эллипсоида, показали, что массив остался практически ненарушенным. Это дает возможность производить под зоной ядерных взрывов обычную проходку откаточных выработок и выпускных дучек.

В данном случае для подготовки участка месторождения, предназначенного к отработке ядерными взрывами, от квершлага проводится откаточный штрек и на него через определенные интервалы – скреперные штреки. Из последних под обрушенную руду проходят выпускные дучки. Руда через дучки поступает на подошву скреперного штрека.

После взрыва необходимо выполнить целый комплекс горных работ, связанный с извлечением руды.

Большое значение имеет при этом подготовка рудного тела перед взрывами с целью повышения их эффективности, создания определенной формы и объема зон дробления.

При принудительном этажном обрушении руды ядерными взрывами появляется возможность разработки самых различных месторождений, в том числе и структурно нарушенных, где классические системы с массовым обрушением применить подчас невозможно. Система с массовым обрушением руды с помощью ядерных взрывов создает возможность эксплуатации месторождений, которые технически затруднительно или экономически невыгодно разрабатывать обычными способами.

Предполагается совместное применение ядерного взрыва и выщелачивания разрушенной руды без выдачи ее на поверхность. Способ обеспечит значительный экономический эффект при эксплуатации забалансовых месторождений.

Как и в случае массового принудительного обрушения с помощью ядерных взрывов, на месторождении готовятся эллипсоидные зоны дробленной, по существу замагазинированной, руды,

которые затем, подвергаются выщелачиванию подкисленными растворами. Насыщенные растворы выдаются на поверхность.

В США особое внимание уделяется применению ядерной технологии в меднорудной промышленности.

Лабораторные исследования показали, что сама медь не остается радиоактивной в течение значительного времени. Большая часть радиоактивных продуктов удерживается в труднорастворимом породном шлаке.

Схема подготовки и разработки медного месторождения выщелачиванием с предварительным рыхлением ядерными взрывами согласно расчетам применима при запасах руды не менее 50 млн.т.

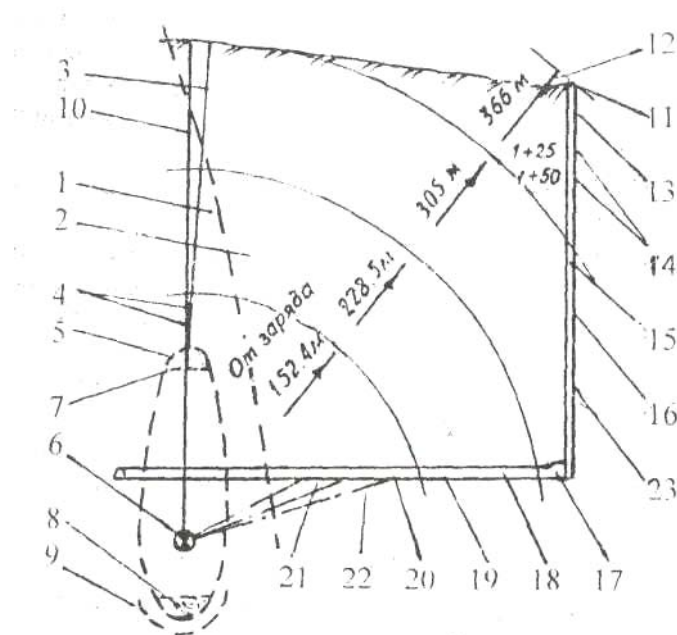
Подготовка месторождения осуществляется следующим образом.

От ствола шахты проводят подготовительные штреки, а между ними дренажные. Из штреков проходят наклонные выработки к месту размещения ядерных зарядов. Для подачи раствора в обрушенную зону бурятся скважины.

На рисунке 5.6 показана зона обрушения при атомном взрыве на опытном полигоне в штате Невада с кодовым названием «Хардхэт» [54]. Диаметр полости при взрыве был равен 38,2 м. Высота зоны обрушения (эллипсоида) 91 м.

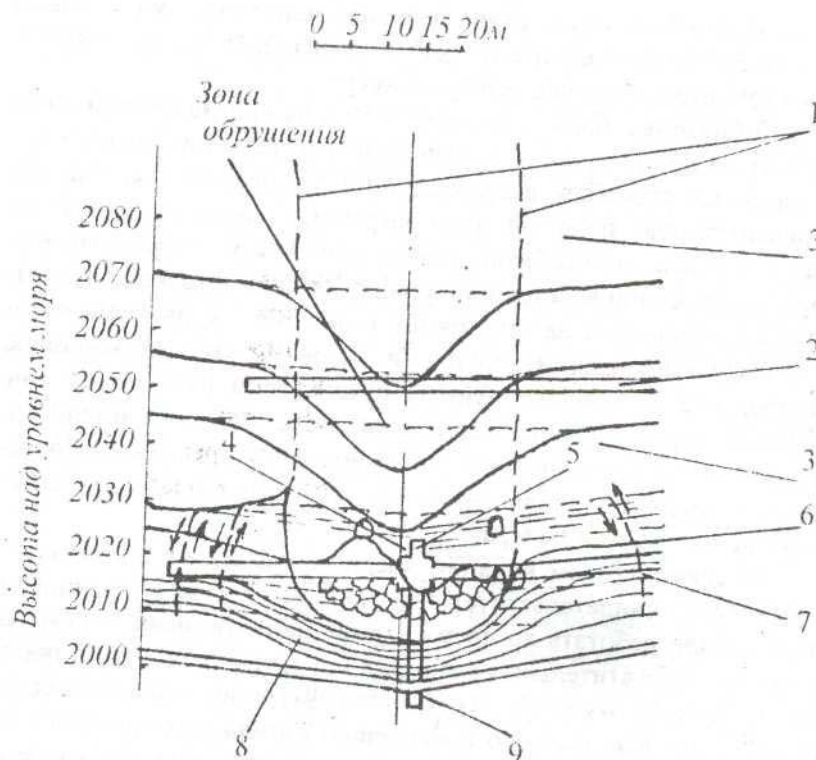
На рисунке 5.7 показано опускание пропластков пород в зоне обрушения при атомном взрыве «Райнир». Высота зоны обрушения (эллипсоида) составила 118 м.

Эксперимент по применению ядерных взрывов для создания высокопроизводительной технологии подземной добычи апатитовых руд был проведен на месторождении Куэльпор, представляющем собой линзу неправильной формы с размерами по простиранию свыше 2км, углом падения $40-45^0$ и запасами руды 40 млн.т [54]. Первый ядерный взрыв мощностью 2,1 кт, получивший название «Днепр-I», произвели 4 сентября 1972 г. Месторождение вскрыли транспортной штольней с тремя откаточными штреками и технологической штольней с размещением в висячем боку ядерного заряда.



1-гранодиорит; 2-кварц-монцонитовый порфир; 3-буровая скважина для заложения атомного заряда; 4-зона частичного ухода бурового раствора; 5-зона полного ухода бурового раствора; 6- атомный заряд; 7- пустая часть зоны обрушения; 8- стекловидная спекшаяся масса, обрушившаяся со стенок полости; 9-зона раздробленной породы, внешние границы которой не установлены; 10-разведочная буровая скважина пробуренная после атомного взрыва; 11-ствол шахты; 12-трещины в фундаменте подъемной машины; 13-место повреждения рельсового проводника; 14-места установки в стволе реперов; 15-место поломок затяжек крепи ствола и его искривление; 16-искривление ствола; 17-перемычка с дверью; 18-вывалы кусков породы; 19-зона нарушений породы до атомного взрыва; 20-пучение почвы; 21 и 22-песчаные перемычки; 23-место искривления ствола; 24-обрушение породы

Рисунок 5.6 – Зона обрушения при подземном взрыве атомного заряда «Хардхэт»



1 – граница зоны обрушения; 2 – верхний разведочный штрек, пройденный из восстающего; 3 – главная зона сдвига; 4 – центр взрыва; 5 – короткий восстающий; 6 – штольня для заложения заряда; 7 – разведочный штрек; 8 – нижняя разведочная рассечка; 9 – слепой ствол

Рисунок 5.7 – Зона обрушения при подземном взрыве атомного заряда «Райнир»

Для проведения ядерных взрывов на Куэल्पоре было специально сконструировано «чистое» ядерное взрывное устройство (ЯВУ). Для максимального снижения загрязнения руды продуктами взрыва ЯВУ разместили за пределами отбиваемого блока руды. Применяли метод отвода радиоактивного продукта взрыва из полости через стальные трубы большого диаметра по технологической штольне в специальную камеру.

Отбиваемый блок руды 50×50×50 м на противоположной от ЯВУ границе оконтурили вертикальной щелью, пройденной буровзрывным способом, в основании блока образовали сплош-

ную горизонтальную подсечку (эти выработки были пройдены до взрыва). После взрыва были пройдены выработки второй очереди (рудоперепускной восстающей с подэтажными штреками и смотровыми ходками), а на откаточном горизонте – конвейерный орт с шестью выпускными воронками. Смонтировали конвейерную линию, уже апробированную на Юкспорском руднике. В зоне действия экранов горные выработки после взрыва не имели нарушений, что исключило их дополнительное крепление. Проведенные замеры показали снижение экранами воздействия сейсмики на массив от 4 до 6 раз.

О сейсмическом влиянии ядерного взрыва на поверхность убедительно свидетельствует тот факт, что 5 тысяч трудящихся продолжили работать во время взрыва на подземных, открытых рудниках, обогатительных фабриках и в других цехах комбината. Нигде не было отмечено каких-либо нарушений технологического процесса. Комиссия по проведению взрыва, находившаяся на расстоянии 1,5 км от эпицентра, отметила, что сейсмическое воздействие взрыва мало чем отличается от крупных взрывов химических зарядов до 1000 т ВВ.

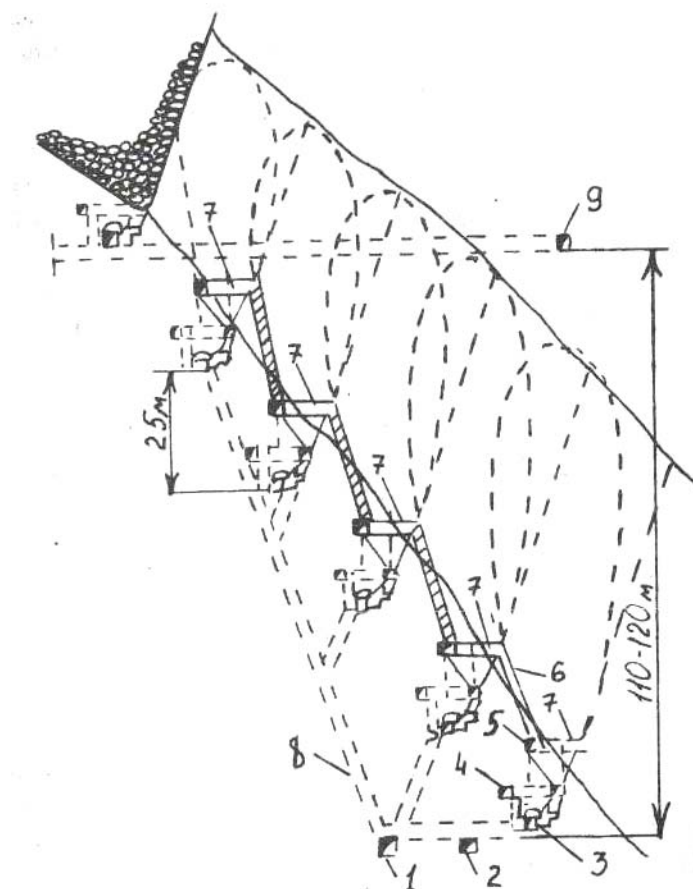
Методом ситового анализа установили, что руда, отбитая ядерным взрывом, мельче скважинной. Всего было отбито 121 тыс.м³ руды плотностью 2,8 т/м³. Из этого объема, согласно плану проведения исследований, выпущено 50 тыс.т (при производительности выпуска 3500 т/смену). Ежегодно с момента выпуска руды до сегодняшнего дня проводят анализы на безопасность для окружающей среды. Наличие радиоактивности выше установленных норм не обнаружено.

Второй взрыв, названный «Днепр-II», был произведен 27 августа 1984 г. на том же месторождении. Одновременно взорваны два ядерных заряда, каждый мощностью 1,7 кт. Объем обрушаемой руды составил 488 тыс.м². Взорванный блок примыкал к магазину первого взрыва. Работа производилась на тех же горизонтах. Блок 50×125×90 м был оконтурен горизонтальной и вертикальной щелью. Коэффициент разрыхления составил 1,15, что исключило прессование руды. В эксперименте использовался эффект интерференции – столкновения ударных волн, что способствовало увеличению выхода руды и ее большему измельчению. На выпуске применяли скреперные лебедки 2ЛС-100. Рас-

ход ВВ на вторичное дробление составил 17,5 г/т, что в несколько раз ниже расхода при скважинной отбойке. Всего было выпущено 350 тыс.т руды. Экономический эффект был достигнут за счет исключения процесса бурения глубоких скважин, значительного уменьшения объемов горно-подготовительных работ и снижения затрат на выпуск и погрузку отбитой руды.

Особую озабоченность в процессе и после взрыва вызывала радиационная обстановка в атмосфере и возможное наличие радиации в отбитой руде. В связи с этим были приняты соответствующие меры по снижению радиации. Специально для Хибинского эксперимента создали «чистое» ЯВУ диаметром около 900 мм, длиной до 2 м и массой около 1 т, с энергосвечением 1,8 кт. Устройство разместили за границами контура блока, что снижало возможность попадания радиации в руду. Взрывная камера, где находится ЯВУ, соединялась горной выработкой с камерой захоронения. После массового взрыва установили, что проведение горных работ не требует каких-либо ограничений, поскольку параметры радиационной обстановки практически не отличались от фоновых величин. Начиная с 1972 г. и по настоящее время, проводится мониторинг, в том числе радиационный контроль объектов внешней среды на промплощадке рудника и окружающей местности. Таким образом, была создана ядерно-взрывная геотехнология с доставкой руды конвейерами и промышленной апробацией при отбойке 600 тыс.м² и выпуском свыше 400 тыс.т руды.

Успешно проведенные эксперименты послужили основанием для планирования разработки Партомчорр-Лявойкского месторождения апатита новой подземной технологией с отбойкой руды ядерными зарядами. Протяженность рудной залежи по простиранию 6 км, по падению в плоскости залежи 1200-1300 м. Среднее содержание Р₂О₅ по скважинам в рудных интервалах колеблется от 4 до 11 %. Запасы месторождения оценивались в 475 млн.т. Разработка таких месторождений технологией с химическим ВВ считалась нерентабельной. По проекту рудное тело отрабатывается этажами высотой 110-120 м (рисунок 5.8).



1-5 – соответственно. транспортный, вспомогательный, конвейерный, контрольный и подсечной штреки; 6, 7 – наклонная и горизонтальная экранирующая щели; 8 – рудоспуск; 9 – зарядная камера

Рисунок 5.8 – Вариант ядерновзрывной технологии для разработки Партомчорр-Лявойкского месторождения

Массив разрушается ядерными зарядами, расположенными в висячем боку месторождения за пределами рудного тела. Для размещения ЯВУ проходят серию выработок заложения. Радиоактивные продукты взрыва отводятся в камеры захоронения на расстоянии 100-120 м от эпицентра. Взрывание производится на нижнюю горизонтальную и наклонную щели, что предохраняет рудовыдачной горизонт от сейсмического воздействия. Было подсчитано, что при запасах блока 20 млн.т руды удельный объем горно-подготовительных выработок на 1000 т запасов составит 1,46 м.

5.4 Разработка техногенных месторождений

Техногенное месторождение – скопление минеральных веществ на поверхности земли или в горных выработках, образовавшееся в результате их отделения от массива и складирования в виде отходов горного, обогатительного, металлургического и других производств и пригодное по количеству и качеству для промышленного использования (для извлечения металлов и других полезных компонентов, получения топлива и стройматериалов) [53]. К техногенным месторождениям относятся отвалы добычи полезных ископаемых, хвостохранилища обогатительных фабрик, золо- и шлакоотвалы ТЭЦ, складированные отходы металлургических и других производств. Техногенные месторождения – уникальный источник многих редких и рассеянных элементов. Так, основной источник для получения *германия* – золы ТЭЦ; *рения* – пыль обжига молибденовых концентратов; *селена* и *теллура* – отходы переработки сульфидных медных руд; *кадмия*, *таллия*, *индия* – полиметаллические руды; *галлия* – отходы переработки бокситов и нефелинов. Техногенные месторождения становятся все более важным источником многих видов минерального сырья. В развитых странах в среднем производится из вскрышных пород до 80 % нерудных строительных материалов, из отвалов окисленных медных руд и хвостов обогащения методом бактериального и кислотного выщелачивания до 20 % меди (в США свыше 30 %). Суммарное содержание полезных компонентов, накапливающихся за 20-30 лет в техногенных месторождениях, сопоставимо, а иногда и превышает их количество в ежегодно добываемых рудах. Но в отличие от естественных (геогенных) месторождений характеризуются пониженным содержанием полезного компонента. Складирование отходов, образующих техногенное месторождение, ведется таким образом, чтобы обеспечить наиболее благоприятные условия для их последующей эксплуатации (устойчивость откосов, минимальные затраты на отвальные работы, возможность применения поточной технологии). Разработка техногенных месторождений, как правило, экономически целесообразна, однако использование их должно про-

водиться своевременно, так как складироваемые отходы со временем видоизменяются, теряют свои технологические свойства и практическую ценность. Например, техногенное месторождение, содержащее сульфиды тяжелых цветных металлов, может истощаться, вплоть до полной потери металлов, за счет процессов самопроизвольного бактериального выщелачивания. Для повышения ценности техногенного месторождения в процессе складирования отвалов требуется раздельное хранение определенной части отходов, в противном случае техногенное месторождение может и не образоваться. Например, окисленные железистые кварциты, являющиеся отходами добычи и обогащения на КМА и в Кривбассе (Украина), складировались совместно с вскрышными породами и в значительной степени утрачены как техногенные месторождения. Раздельное складирование требует определенных затрат, в некоторых случаях заметно повышая стоимость добычи.

За счет использования техногенных месторождений существующий уровень промышленного производства может быть обеспечен при уменьшении объема добычи горной массы на 20-25 % (главным образом в результате производства из отходов стройматериалов), снижение общей себестоимости продукции на 10-15 %, оздоровления экологической обстановки в районах горноперерабатывающих предприятий (использование техногенных месторождений – составная часть *малоотходной технологии*).

В ряде техногенных месторождений содержание цветных и редких металлов превышает в четыре и более раз содержание этих полезных компонентов на действующих рудниках. Поэтому эти искусственные месторождения представляют все больший интерес для промышленной разработки.

На основе исследований Днепропетровского горного института (Украина) [55], Института физики и механики горных пород Академии наук Киргизстана [56] и Института проблем комплексного освоения недр РАН [57] разработана классификация техногенных месторождений (таблица 5.4).

По величине запасов техногенные месторождения делятся на месторождения: с *небольшими запасами* (менее 5 млн.т); со *средними запасами* (от 5 до 50 млн.т); с *большими запасами* (более 50 млн. т).

Особое место среди техногенных месторождений занимают хвостохранилища (гидроотвалы), в которых в результате процессов окисления, выщелачивания и миграции происходит образование обогащенных полезными компонентами зон, так называемых богатых техногенных залежей.

Для разработки техногенных месторождений кроме традиционной экскаваторной выемки с автотранспортом могут быть применены гидродобыча, а также методы выщелачивания и комбинированные методы разработки.

Запасы, оставленные в недрах в результате отработки природных месторождений в виде целиков, корок, рудных матов, а также складированные в горных выработках отходы обогащения и металлургического передела, которые отнесены к техногенным месторождениям подземного типа, являются объектами повторной разработки, системами, описанными во второй главе данного пособия.

В связи с низкими концентрациями полезных компонентов в большинстве техногенных месторождений традиционные технологии переработки их могут оказаться малоэффективными. Поэтому, кроме широко распространенного способа переработки руды методом флотации, могут быть применены гидрометаллургические методы выщелачивания и комбинированные технологии переработки техногенных залежей.

В этом аспекте интересен опыт переработки техногенной залежи на Коунрадском руднике в Джезказганской области (Казахстан), где успешно прошла промышленные испытания опытно-промышленная установка выщелачивания меди из старых отвалов [58].

Таблица 5.4 – Классификация техногенных месторождений

Группа	Подгруппа	Тип	Класс	Подкласс
Сложенные отходами добычи	Экскаваторной добычи	Специальные склады	Рудные	1.Черной металлургии 2.Цветной металлургии
		Отвалы	Рудные Рудно-нерудные Нерудные	1.Черной металлургии 2.Цветной металлургии 3.Строительных материалов
	Гидродобычи	Гидроотвалы	Рудные Рудно-нерудные Нерудные	4.Угольные 5.Горно-химического сырья
Сложенные отходами переработки	Обогащения	Хвостохранилища	Рудные Рудно-нерудные Нерудные	1.Черной металлургии 2.Цветной металлургии 3.Строительных материалов
	Металлургического передела	Кекоохранилища	Рудно-нерудные Нерудные	1.Цветной металлургии 2.Строительных материалов
		Шлакоохранилища	Рудно-нерудные Нерудные	1.Черной металлургии 2.Цветной металлургии 3.Строительных материалов
	Энергетического передела	Золоотвалы	Нерудные	1.Строительных материалов 2.Химического сырья
Сложенные отходами смешанного типа	Добычи и обогащения	Техногенные россыпи	Рудные Рудно-нерудные Нерудные	1.Цветной металлургии 2.Строительных материалов 3.Ювелирно-поделочных и технических камней

5.5 Разработка геотермальных месторождений

Геотермальные ресурсы – запасы глубинного тепла земли, эксплуатация которых экономически целесообразна современными техническими средствами. Потенциальная доля геотермальных ресурсов в общем топливно-энергетическом балансе промышленно развитых стран (Италии, США, Японии) оценивается в 5-10 % (1980г.). С совершенствованием техники и технологии эксплуатации этот процент может быть увеличен до 50 % и более [59].

Различают *гидрогеотермальные ресурсы* (термальные воды), заключенные в естественных подземных коллекторах, и *петрогеотермальные ресурсы*, аккумулированные в блоках нагретых (до 350 °С и более) практически безводных горных пород. Технология извлечения *петрогеотермальных ресурсов* основана на создании искусственных циркуляционных систем (так называемых тепловых котлов). Для теплоснабжения используются воды при температуре от 40 до 100-150 °С и выработки электроэнергии (150-300 °С).

Перспективные районы пластовых гидрогеотермальных ресурсов сосредоточены в Западно-Сибирской платформе, Северо-Сахалинском бассейне и др. Глубина залегания вод в этих районах 1500-5000 м, температура 40-200 °С. Районы развития трещинных термальных вод (крупные зоны тектонических разломов): Камчатка и Курильские острова (глубина 500-2000 м, температура от 40 до 200-300 °С); Байкальский рифт, Тянь-Шань, Памир, Кавказ (глубина 500-1000 м, температура 40-100 °С).

Идею об извлечении ресурсов геотермальных месторождений высказал еще в 1914 году К.Э. Циолковский и в 1920 году В.А. Обручев [60]. В 1984 году общая мощность систем геотермального теплоснабжения 14 стран мира достигла примерно 2,4 млн. кВт.

Геотермальная энергия используется для теплоснабжения и горячего водоснабжения гг. Грозный, Махачкала, Черкасск, Зугдиди, Тбилиси (Грузия); для теплоснабжения тепличных комбинатов в Грузии, на Северном Кавказе, Камчатке; для выработки

электроэнергии (Паужетская геотермальная электростанция на Камчатке мощностью свыше 10 мВт) и др.

За рубежом используются гидрогеотермальные ресурсы, сосредоточенные в районах современного или недавнего вулканизма, где воды имеют температуру 200-300 °С и могут непосредственно использоваться для выработки электроэнергии. К таким районам относятся Тоскана (Италия), Калифорния (США), в Новой Зеландии, Японии, Мексике, Исландии и др. Глубина скважин в этих районах достигает 1500 м и редко более. На базе выведенного подземного пара и пароводяных смесей построены ГеоТЭС, самые крупные в мире – на месторождении Большие Гейзеры общей мощностью до 900 мВт.

Основные элементы геотермальной технологии – зона теплоотбора с геотермальным коллектором, геотермальные скважины и поверхностный технологический комплекс.

Система разработки геотермального месторождения характеризуется взаимным расположением, способами подготовки и последовательностью ввода в эксплуатацию добычных и нагнетательных скважин и коллекторов зон теплоотбора в недрах.

Системы разработки подразделяются: по числу скважин вскрывающих коллекторы теплообмена (одиночными, спаренными, строенными – с периодическим чередованием их функций – нагнетательная и добычная); по схемам расположения скважин (кустами, кольцевыми батареями, линейными галереями и шахматными рядами).

Искусственный коллектор образуется путем бурения комплекса скважин, последующего гидроразрыва между ними: для создания трещин и большой поверхности объема тепла.

На геотермальной циркуляционной станции (ГЦС) в коллектор по нагнетательным скважинам закачивается теплоноситель и затем, нагретый горячими породами, он откачивается из коллектора по добычным скважинам.

Геотермальные циркуляционные станции намечено построить в СНГ, Франции, Дании, Германии, Швейцарии и других странах.

С целью охраны окружающей среды термальные воды после их использования закачивают обратно в продуктивные пласты (трещинные зоны).

5.6 Охрана недр и окружающей среды

Проблема рационального использования природных ресурсов и улучшения окружающей природной среды стала глобальной проблемой. На рудниках цветной и черной металлургии потери полезных ископаемых при добыче и переработке руд составляют 25-30 %, из которых 10-12 % приходится на добычу руд [60]. Необходимость компенсации экономического ущерба от потерь полезного ископаемого эксплуатацией других месторождений ведет не только к затратам на строительство новых предприятий, но и к отторжению новых земель, загрязнению окружающей среды отвалами, рудничными водами и шлаками, нарушению поверхности и горных массивов над отрабатываемыми месторождениями. Поэтому снижение потерь полезных ископаемых на действующих горных предприятиях является важнейшим средством улучшения и сохранения окружающей среды.

Не менее важным условием общего оздоровления окружающей среды является также снижение разубоживания полезного ископаемого (меньше требуется площадей для размещения хвостохранилищ, отрицательное воздействие которых на окружающую среду общеизвестно).

Чрезвычайно важным для сохранения окружающей среды является комплексное использование попутных компонентов.

Разработка подземным способом требует существенно меньше территории под горный отвод и вызывает меньше нарушений по сравнению с открытыми горными работами. Изменение окружающей среды связано, главным образом, со сдвижением массива налегающих пород и с отсыпкой выдаваемых из шахты пород. Применение систем разработки с закладкой выработанного пространства и оставление в шахте породы являются обязательными элементами технологии будущего.

В СНГ действует около 1400 шахт и подземных рудников и более 6300 карьеров, разрезов и приисков. Площадь нарушенных земель достигает 1,5 млн.га. Среднегодовые темпы возврата земель в сельское хозяйство и лесной фонд составляют примерно 5000 га. Восстановление для сельского хозяйства земель, нарушенных подземными горными работами, составляет 1-3

тыс.руб/га, открытыми работами – 0,8-11 тыс.руб/га, восстановление земель в лесной фонд в 1,5-2,5 раза ниже (в ценах до 1990 г.).

5.7 Охрана атмосферы

Основными путями борьбы с загрязнением атмосферы при горно-добывающем производстве являются [61]: соблюдение установленных технологических режимов и совершенствование производственных процессов с целью максимального снижения и ликвидации выбросов; улавливание и последующее использование выбрасываемых веществ; герметизация горных и транспортных машин и механизмов; увлажнение или покрытие автодорог, отвалов, складов, бортов карьеров и др. предохранительными корками, пленками; своевременная техническая и биологическая рекультивация нарушенных площадей и отвалов; создание санитарно-защитных зон и соблюдение санитарного режима (благоустройство, озеленение).

5.8 Охрана земельных ресурсов и подземных вод

Мероприятия по охране земель при разработке месторождений полезных ископаемых могут быть объединены в следующие две группы [61]:

- предупреждение и сокращение площадей, нарушаемых горными работами, путем рационального размещения промплощадок и различных сооружений, совершенствования технологии горного производства, в том числе отвалообразования, утилизации отходов, устранения загрязнения почв и др.;
- восстановление ландшафта – возвращение утраченных им свойств и функций, а также придание новых функций с целью рационального использования.

Специальные мероприятия по охране подземных вод от истощения и загрязнения предусматривают проведение специальных водоохраных мер, которые включают обоснование зоны санитарной охраны водозаборов – дренажей, уменьшение фильтрационных потерь из хранилищ промстоков, искусственное вос-

полнение запасов подземных вод. Одним из основных мероприятий по охране подземных вод в горнодобывающих районах считается также широкое использование дренажных вод в хозяйственных целях.

К техническим мероприятиям, предупреждающим загрязнение водных источников сточными водами, относятся: очистка сточных вод; повторное их использование; устройство оборотных систем водоснабжения; сокращение или прекращение поступления примесей в сточные воды путем совершенствования технологических процессов; переход на безводные технологические процессы; ликвидация отвалов производственных и бытовых отходов.

Основными задачами по охране окружающей среды при разработке россыпей являются: восстановление земельных угодий, нарушенных горными работами и осветление промышленных стоков, сбрасываемых в водоемы общего пользования.

Экологические особенности разработки россыпных месторождений. На основе требования экологической безопасности наиболее перспективным является подземный способ разработки.

Применяемые технологии должны отвечать ряду требований: быть безотходными, обеспечивать комплексное использование природных ресурсов, быть эффективными, экологически безопасными (экологически безопасных технологий в полном смысле этого слова пока не существует и их необходимо создавать). Сегодня следует говорить о природосберегающих технологиях.

Наиболее частыми в настоящее время могут считаться геотехнологические методы разработки – скважинная гидродобыча (СГД) и в значительно меньшей мере – подземное выщелачивание (ПВ).

Общими направлениями технической политики в этом отношении являются:

- более широкое применение подземной разработки россыпных месторождений с закладкой выработанного пространства;
- организация систем замкнутого оборотного водоснабжения на горных и обогатительных работах;
- обеспечение максимально возможной степени извлечения полезного ископаемого из недр и при промывке песков;
- максимальное использование техники, работающей на электроприводе.

Одним из важнейших мероприятий, которые предусматриваются во всем мире для сохранения окружающей среды является рекультивация (восстановление плодородия земли – сельскохозяйственная, лесотехническая, водохозяйственная, рекреационная, противоэрозийная).

5.9 Рекультивация земель, нарушенных подземными горными работами

При рекультивации земель, нарушенных при добыче подземным способом, *должны выполняться следующие требования* [61, 62]:

- обеспечение сохранности земной поверхности и сведение к минимуму деформации земельных участков;
- снятие плодородного слоя почвы с участков, предназначенных для размещения шахтных отвалов и подверженных деформации;
- планирование поверхности прогибов путем заполнения их породой и последующего нанесения плодородного слоя почвы;
- проведение мероприятий по предотвращению иссушения, заболачивания, развития эрозионных процессов;
- отвод воды, откачиваемой из горных выработок и скважин;
- размещение вновь создаваемых шахтных отвалов, их формирование и рекультивация с учетом требований ГОСТа.

Согласно методике, разработанной НИИ земельных ресурсов совместно с НИИ планирования и нормативов, экономическая эффективность рекультивации нарушенных земель ($\mathcal{E}_p$, млн.руб.) определяется по следующей зависимости [36]:

$$\mathcal{E}_p = \Pi_p / K_{рек.} \quad (5.1)$$

где Π_p - среднегодовая прибыль, получаемая с рекультивируемых земель, млн. руб.; $K_{рек.}$ - капитальные вложения на рекультивацию нарушенных земель, млн. руб.

Среднегодовая прибыль составляет

$$\Pi_p = \Pi_x + \Pi_c + \Pi_y, \quad (5.2)$$

где Π_x - прибыль, получаемая от использования рекультивированных земель, млн. руб.; Π_c - эффект от уменьшения среднегодового ущерба, причиняемого нарушенными землями окружающей среде, млн. руб.; Π_y - эффект от улучшения санитарно-гигиенических и эстетических условий района (определяется в опытным порядке или экспертной оценкой), млн. руб.

Удельные капитальные вложения на рекультивацию по отдельным операциям характеризуются следующими данными (таблица 5.5).

Таблица 5.5– Удельные капитальные вложения на рекультивацию по отдельным операциям (в ценах до 1990 г.)

Операции	Удельные капитальные вложения, руб/м ³
Снятие почвенного слоя	0,25-0,30
Планировка	0,20-0,25
Погрузка и перевозка почвы	1,00-1,20
Возведение почвенного слоя на отработанном горном отводе (землевание)	0,15-0,20

5.10 Оценка загрязнения и охрана окружающей среды при скважинной добыче

Особые требования предъявляются к охране поверхности от возможных проливов технологических растворов в стыках трубопроводов, особенно при чистках (прокачках) скважин. Слой грунта мощностью около 0,5м до начала работ полигона снимается и вывозится за его пределы с последующим возвращением на место после завершения отработки участка. Загрязненная часть грунта захоранивается в специальных траншеях.

Технологические растворы, извлекаемые при прокачках скважин, собираются и сливаются в обратную систему.

Для предотвращения распространения растворов по площади месторождения (обычно не более 100м) осуществляется гидроизоляция скважин и периодически контролируется геофизическими методами.

В особо сложных условиях могут быть использованы барражные скважины для создания искусственных гидрозавес или закачки цемента или другого твердого заполнителя в поровое пространство пород по пути движения растворов.

Помимо профилактических, в случае необходимости принимаются особые меры по уменьшению и ликвидации ореола загрязнения искусственным путем, а именно: откачкой оставшихся в недрах растворов для повторного их использования на новых участках; закачкой растворов в другие (обычно более глубокие), не используемые в качестве источника водоснабжения водоносные горизонты; нейтрализацией и обесвреживанием растворов химическим путем на поверхности или в недрах; использованием отрицательного дебаланса растворов.

Из перечисленных мер наибольший интерес представляет *откачка растворов для повторного использования.*

Закачка растворов в другие водоносные горизонты не всегда возможна.

Нейтрализация растворов – самый дорогостоящий способ, так как связан с химической переработкой огромного количества растворов, а нейтрализация в недрах весьма сложная операция.

Использование отрицательного дебаланса растворов связано с необходимостью захоронения избытка откачиваемой жидкости.

Список литературы

1. Щелканов В.А. Подземные выработки на карьерах – М.: Недра, 1982. – 128 с.
2. Открытые горные работы в зоне подземных О.И. Храпко, Н.К. Гардаш и др. – Днепропетровск: КП «Скиф», - 1992. – 40 с.
3. Сдвигение горных пород и земной поверхности при подземных разработках / Под ред. В.А. Букринского, Г.В. Орлова. – М.: Недра, 1984. - 247 с.
4. Ямщиков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. – М.: Недра, 1982. – 296 с.
5. Власкин Ю.К. Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых: Учеб. Пособие / СибГИУ. – Новокузнецк, 2001. – 254 с.
6. Повторная открытая отработка остаточных запасов подземных рудников / М.А. Меринов, Л.И. Бутанов, З.Г. Баймашев и др. // Горный журнал № 3, 1995. - С. 28-32.
7. Щелканов В.А., Храпко О.И., Чирва А.И. Обнаружение пустот методом биолокации при подземно-открытой разработке // Горный журнал, № 7, 1994. - С. 16-19.
8. Либстер Г.А., Чирва А.И. Использование биолокации при горных разработках в Кривбассе // Metallургическая и горно-рудная промышленность. – 1991. - № 4. - С. 55-57.
9. Агрикола. О горном деле и металлургии в 12 книгах Сер. «Классики науки». – Изд. АН СССР, 1962. - ...с.
10. Сочеванов Н.Н., Стеценко В.С., Чекунов А.Я. Использование биолокационного метода при поисках месторождений и геологическом картировании. – М.: Радио и связь. 1984. – 56 с.
11. Либстер Г.А., Чирва А.И. Задание направления подземным горным выработкам с использованием биолокационного метода // Разработка месторождений полезных ископаемых. Киев: Техника, 1990, вып. 85. – С. 35-37.
12. Зеленцов С.Н., Тяпин В.М. Оценка сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности // Горный журнал. – 1991. - № 1. – С. 38-40.
13. Именитов В.Р., Абрамов В.Ф., Попов В.В. Локализация пустот при подземной добыче руды. М., Недра, 1983. - 192 с.

14. Повторная открытая отработка остаточных запасов подземных рудников / М.А. Меринов, Л.И. Бутаков, З.Г. Баймашев, О.П. Бобров // Горный журнал № 3, 1995. С. 28-32.

15. Новая технология выемки руды в период перевода открытых работ на подземные в Кривбассе (в порядке обсуждения) / Н.И. Дядечкин, О.И. Храпко, С.Г. Стагис // Горный журнал № 11 – 1991, С. 16-19.

Список литературы

1. Мухтаров Т.М. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых. – М.: Наука, 1988. – 231с.
2. Вовк А.А., Черный Г.И. Разработка месторождений полезных ископаемых комбинированным способом. – Киев: Наукова думка, 1965. – 192с.
3. Юматов Б.П. Технология открытых работ при комбинированной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1966. – 167с.
4. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1974. – 232с.
5. Куликов В.В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1972. – 328с.
6. Казикаев Д.М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке. – М.: Недра, 1981. – 288с.
7. Казикаев Д.М. Совместная разработка рудных месторождений открытым и подземным способом. – М.: Недра, 1967. – 157с.
8. Шнайдер М.Ф., Вороненко В.К. Совмещение подземных и открытых разработок рудных месторождений. – М.: Недра, 1985. – 132с.
9. Каплунов Д.Р., Шубодеров В.И. Перспективы разработки рудных месторождений комбинированным способом // Горный журнал. – 1997. - №8. – С.16-18.
10. Хомяков В.И. Повышение эффективности подземной разработки руд черных металлов. – М.: Недра, 1989. – 171с.
11. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М.И. Агошков, В.И. Никаноров, Е.Н. Панфилов и др.; Под общей ред. М.И. Агошкова. – М.: Недра, 1974. – 312с.
12. Шашурин С.Л. Повторная разработка месторождений руд цветных и редких металлов. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 238с.
13. Опыт повторной разработки месторождения шахты «Центральная» ИнГОКа / В.В. Куликов, Б.А. Кодунов, Ю.А. Маслов и др. // Горный журнал. – 1983. - №8. – С.41-44.
14. Кудряшов П.И. Опыт повторной разработки погашенных этажей железорудных залежей // Горный журнал. – 1981. - №6. – С.31-32.

15. Кононов И.П., Гончаренко Л.А. Технологические особенности повторной разработки залежей железных руд в Криворожском бассейне // Горный журнал. – 1986. - №10. – С.32-34.
16. Повторная разработка месторождения подземным и открытым способом / А.Г. Гордеев, В.В. Мельниченко, В.В. Петик и др. // Горный журнал. – 1987. - №8. – С.16-19.
17. Повторная подземная разработка рудных месторождений / Г.И. Попов, В.А. Юков, О.С. Брюховецкий. – М.: Институт «Цветинформация»: Серия: - Горное дело, вып.1. – 1979. – 60с.
18. Повторная разработка железорудных месторождений Криворожского бассейна / В.К. Плеханов, Ф.Г. Рихтер, Д.М. Михайленко и др. // Бюллетень ЦНИИЧМ. – 1984. - №21. – С.3-11.
19. Совершенствование технологии повторной отработки руд Никитовского месторождения подземным способом / М.Г. Струна, П.Н. Пучков, Р.М. Багатеев и др. // Горный журнал. – 1986. - №10. – С.11-13.
20. Шкарпетин В.В., Фролов В.И., Еженов А.Е. Повторная разработка месторождения подземным способом с вибротехникой // Горный журнал. – 1985. - №3. – С.30-31.
21. Щелканов В.А. Подземные выработки на карьерах. – М.: Недра, 1982. – 128с.
22. Открытые горные работы в зоне подземных О.И. Храпко, Н.К. Гардаш и др. – Днепропетровск: КП «Скиф», 1992. – 40с.
23. Сдвигание горных пород и земной поверхности при подземных разработках / Под ред. В.А. Букринского, Г.В. Орлова. – М.: Недра, 1984. – 247с.
24. Ямщиков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. – М.: Недра, 1982. – 296с.
25. Власкин Ю.К. Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых: Учеб. Пособие / СибГиу. – Новокузнецк, 2001. – 254с.
26. Повторная открытая отработка остаточных запасов подземных рудников / М. А. Меринов, Л.И. Бутанов, З.Г. Баймашев и др. // Горный журнал. – 1995. - №3. – С.28-32.
27. Щелканов В.А., Храпко О.И., Чирва А.И. Обнаружение пустот методом биолокации при подземно-открытой разработке // Горный журнал. – 1994. - №7. - С.16-19.

28. Либстер Г.А., Чирва А.И. Использование биолокации при горных разработках в Кривбассе // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1991. - №4. С.55-57.

29. Агрикола Г. О горном деле и металлургии в 12 книгах (главах) / Под ред. С.В. Шухардина. – 2-е изд. М.: Недра, 1986. – 294с.

30. Сочеванов Н.Н., Стеценко В.С., Чекунов А.Я. Использование биолокационного метода при поисках месторождений и геологическом картировании. – М.: Радио и связь, 1984. – 56с.

31. Либстер Г.А., Чирва А.И. Задание направления подземным горным выработкам с использованием биолокационного метода // *Разработка месторождений полезных ископаемых*. Киев: Техника, 1990, вып. 85. – С.35-37.

32. Зеленцов С.Н., Тяпин В.М. Оценка сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности // *Горный журнал*. – 1991. - №1. – С.38-40.

33. Именитов В.Р., Абрамов В.Ф., Попов В.В. Локализация пустот при подземной добыче руды. М.: Недра, 1983. – 192с.

34. Повторная открытая отработка остаточных запасов подземных рудников / М.А. Меринов, Л.И. Бутаков, З.Г. Баймашев, О.П. Бобров // *Горный журнал*. – 1995. - №7. – С.28-32.

35. Новая технология выемки руды в период перевода открытых работ на подземные в Кривбассе (в порядке обсуждения) / Н.И. Дядечкин, О.И. Храпко, С.Г. Стагис // *Горный журнал*. – 1991. - №11. – С.16-19.

36. Лешков В.Г. Разработка россыпных месторождений: Учебник для техникумов. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 568с.

37. Шорохов С.М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений: Учебник для вузов. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1973. – 768с.

38. Потемкин С.В. Разработка россыпных месторождений: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1995. – 471с.

39. Костромитинов К.Н., Землин В.А. Перспективы открыто-подземного способа разработки россыпей // *Горный журнал*. – 1989. - №7. – С.22-24.

40. Кудряшов В.А., Потемкин С.В. Основы проектирования разработки россыпных месторождений: Учеб. пособие для вузов. – М.: Недра, 1988. – 199с.
41. Каплунов Р.П., Черемушенцев И.А. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений: Учебник для вузов. – М.: Высшая школа, 1966. – 544с.
42. Смирняков В.В., Вихарев В.И., Очкуров В.В. Технология строительства горных предприятий. – М.: Недра, 1989. – 573с.
43. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. – М.: Недра, 1985. – 224с.
44. Справочник по горнорудному делу / Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816с.
45. Аренс В.Ж. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых / Под ред. акад. Н.В. Мельникова. – М.: Недра, 1975. – 264с.
46. Аренс В.Ж., Исмагилов Б.В., Шпак Д.Н. Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 229с.
47. Луценко И.К., Белецкий В.И., Давыдова Л.Г. Бесшахтная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1986. – 176с.
48. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред. кол.: М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т.4. - 1989. – 623с.
49. Инфантьев А.Н. Вскрытие и подготовка мощных рудных месторождений. – М.: Недра, 1978. – 245с.
50. Кузнецов Ю.Н., Сенкус В.В., Фрянов В.Н., Атрушкевич В.А. Перспективные направления совершенствования технологии горного производства: Учебное пособие / СибГИУ. - Новокузнецк, 1999. – 340с.
51. Петренко Е.В. Освоение подземного пространства. – М.: Недра, 1988. – 150с.
52. Спрингис К.Я. Морская геология и проблема минерального сырья. - М.: Знание, 1971. – 48с.
53. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред. кол.: М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т.5. – 1991. – 541с.
54. Мельников Н.И., Гуцин В.В. Применение ядерной энергии в горной промышленности // Горный журнал. – 2003. №9. – С.15-20.

55. Гуменик И.Л., Матвеев А.С., Панасенко А.И. Классификация техногенных формирований при открытых горных работах // Горный журнал. – 1988. - №12. – С.53-54.
56. Секисов Г.В., Таскаев А.А., Секисов А.Г. Природнотехногенные минеральные объекты // Изв. АН Кирг. ССР. Физ.-техн. и матем. науки. – 1988. - №2. – С.72-75.
57. Трубецкой К.Н., Уманец В.Н., Никитин М.Б. Классификация техногенных месторождений, основные категории и понятия // Горный журнал. – 1989. - №12. – С.6-9.
58. Арсентьев А.И., Падуков В.А. Беседы о горной науке. – Л.: Наука, 1981. – 160с.
59. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред. кол.: М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т.2. – 1986. – 575с.
60. Мосинец В.Н., Грязнов В.Н. горные работы и окружающая среда. – М.: Недра, 1978. – 192с.
61. Умнов А.Е. Охрана природы и недр в горной промышленности: Учебник для техникумов. – М.: Недра, 1987. – 127с.
62. Потемкин Л.А. Охрана недр и окружающей природы. – М.: Недра, 1977. – 205с.

Содержание

	Стр.
Введение.....	3
1 Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых.....	5
1.1 Общие сведения.....	5
1.2 Классификации комбинированных способов разработки.....	6
1.3 Особенности совместной разработки месторожде- ния.....	6
1.4 Выбор системы разработки при совместной отра- ботке месторождения открытым и подземным спосо- бом.....	8
1.5 Особые требования правил безопасности при ком- бинированной разработке.....	10
1.6 Перспективы разработки рудных месторождений комбинированным способом.....	18
2 Повторная разработка рудных месторождений.....	24
2.1 Общие сведения.....	24
2.2 Классификация потерянных запасов руд для повторной разработки.....	26
2.3 Способы обнаружения пустот и нарушенного мас- сива.....	27
2.4 Способы погашения пустот.....	43
2.5 Вскрытие и подготовка шахтных полей при по- вторной разработке.....	45
2.6 Мероприятия по безопасному ведению работ при повторной разработке.....	53
2.7 Оценка экономической эффективности повторной разработки.....	55
2.8 Опыт повторной подземной разработки.....	58
2.9 Перспективные технологии перехода с открытого на подземный способ разработки.....	60
3 Разработка россыпных месторождений.....	68
3.1 Понятие о россыпях, их типах и строении.....	68
3.2 Способы разработки россыпей и условия их при- менения.....	75

3.3 Способы вскрытия и подготовки шахтных полей при подземной разработке россыпей.....	89
3.4 Особенности технологии и системы подземной разработки талых россыпей.....	114
3.5 Особенности технологии и системы подземной разработки многолетнемерзлых россыпей.....	126
3.6 Выбор системы разработки. Показатели извлечения.....	137
4 Геотехнологические методы разработки месторождений полезных ископаемых.....	145
4.1 Особенности скважинной технологии добычи.....	145
4.2 Геотехнологические методы разработки пластовых месторождений.....	158
4.3 Методы подземного растворения солей.....	168
4.4 Подземная выплавка серы.....	179
4.5 Подземное выщелачивание полезных ископаемых..	181
4.6 Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых.....	196
5 Нетрадиционные технологии разработки месторождений полезных ископаемых.....	212
5.1 Подводная добыча россыпных месторождений.....	212
5.2 Разработка коренных месторождений со дна озер, морей и океанов.....	222
5.3 Подземная разработка месторождений с применением ядерных взрывов.....	228
5.4 Разработка техногенных месторождений.....	239
5.5 Разработка геотермальных месторождений.....	243
5.6 Охрана недр и окружающей среды.....	245
5.7 Охрана атмосферы.....	246
5.8 Охрана земельных ресурсов и подземных вод.....	246
5.9 Рекультивация земель, нарушенных подземными горными работами.....	248
5.10 Оценка загрязнения и охрана окружающей среды при скважинной добыче.....	249
Список литературы.....	251

Темплан 2004

Виктор Семенович Шеховцов

Юрий Кириллович Власкин

Перспективные способы разработки месторождений

Учебное пособие

Редактор Н.П. Лавренюк

Изд. лиц. № 01439 от 05.04.2000 г. Подписано в печать.....

Формат бумаги 60×841/16. Бумага писчая. Печать офсетная. Усл. печ. л.15,1. Уч.-изд. л. 15,9. Тираж 300 экз. Заказ.....

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»

654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.

Издательский центр ГОУ ВПО «СибГИУ»