

В.Н. МОСИНЕЦ  
О.К. АВДЕЕВ  
В.М. МЕЛЬНИЧЕНКО

---

БЕЗОТХОДНАЯ  
ТЕХНОЛОГИЯ  
ДОБЫЧИ  
радиоактивных  
руд

---

ЭНЕРГОАТОМИЗДАТ

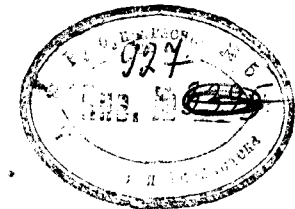
В.Н. МОСИНЕЦ  
О.К. АВДЕЕВ  
В.М. МЕЛЬНИЧЕНКО

# БЕЗОТХОДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ радиоактивных руд

Под редакцией  
доктора технических наук,  
профессора  
В. Н. МОСИНЦА



МОСКВА  
ЭНЕРГОАТОМИЗДАТ  
1987



спек-  
тив-  
ации

раз-  
рас-  
естве  
ному  
Цире  
ессы.  
пол-  
ья и  
дное

пар-  
галь-  
ссах  
аль-  
евы-  
ваю-  
огии  
овсе-  
ало-  
ост-  
ста-  
ны в  
ного  
оиз-  
ение

ниги  
цес-  
иза-  
аше-  
рои-  
асти  
дго-  
осу-

ББК 26.325.15

М 81

УДК 622.349.5

Рецензент Н. В. Демир

Мосинец В. Н. и др.

М 81 Безотходная технология добычи радиоактивных руд /В. Н. Мосинец, О. К. Авдеев, В. М. Мельниченко; Под ред. В. Н. Мосинца — М.: Энергоатомиздат, 1987—240 с.: ил.

Рассмотрены общие закономерности формирования минерально-сырьевых ресурсов промышленно развитых стран, определены горнотехнические и геоморфологические особенности разработки месторождений радиоактивных руд и ее влияние на окружающую среду, в том числе по фактору радиационного загрязнения, сформулированы общие принципы безотходной технологии добычи руд цветных, редких и радиоактивных металлов. Приведены способы утилизации твердых, жидких и газообразных отходов.

Для инженерно-технических работников, занимающихся вопросами охраны окружающей среды и рационального использования природных ресурсов.

М 1904020000—051 — 33—87  
051(01)—87

ББК 26.325.15

© Энергоатомиздат, 1987

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящая книга посвящена рассмотрению важнейших аспектов безотходной или малоотходной технологии добычи радиоактивных руд, утилизации отходов их производства и рекультивации нарушенных земель.

В «Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года», рассмотренных и утвержденных XXVII съездом КПСС, в качестве важнейших мер по охране окружающей среды, рациональному использованию природных ресурсов предусматривается: «Шире внедрять малоотходные и безотходные технологические процессы. Развивать комбинированные производства, обеспечивающие полное и комплексное использование природных ресурсов, сырья и материалов, исключают или существенно снижающие вредное воздействие на окружающую среду» [6].

В настоящее время реализация этих важнейших установок партии при добыче минеральных ресурсов находится лишь в начальной стадии. Объем утилизации отходов, формируемых в процессах горнодобывающего и перерабатывающего производства минерального сырья, в смежных или сопутствующих процессах не превышает 6—10%. Между тем анализ показывает, что горнодобывающее производство при современном уровне его технологии практически может осуществляться безотходно при условии повсеместного использования систем разработки с внутренним отвалообразованием на карьерах и с закладкой выработанного пространства на подземных рудниках, а отходы, формируемые на стадии переработки минерального сырья, могут быть утилизированы в смежных процессах в объеме 50—60%. Отсутствие действенного хозяйственного механизма, стимулирующего безотходное производство, в значительной степени сдерживает практическое решение этих проблем, достаточно полно разработанных теоретически.

Основное содержание предлагаемой вниманию читателя книги направлено прежде всего на сокращение выхода отходов в процессах подготовки и эксплуатации рудников, последующую утилизацию отходов в смежных процессах горного производства — погашении очистных пространств, промышленном и гражданском строительстве, покрытии дорог и, наконец, изоляции оставшейся части отходов от окружающей среды. До сих пор таких системно подготовленных изданий в области добычи минерального сырья не осу-

шествлялось, тогда как в области переработки известен ряд монографий, выпущенных под общей редакцией акад. Б. Н. Ласкорина [см., например, Ласкорин В. Н., Барский Л. Н., Персиц В. З. Безотходная технология переработки минерального сырья (системный подход). М.: Недра, 1984].

При этом в отличие от других горнодобывающих отраслей народного хозяйства, в которых основная доля загрязнения окружающей среды (до 85 %) связана с воздействием на нее шахтных вод, выносящих на поверхность тяжелые металлы, сульфаты, нитраты, хлориды и другие загрязняющие окружающую среду соединения, в уранодобывающей промышленности основная доля загрязнения окружающей среды (90 %) связана с воздействием на нее слабордиоактивных твердых отходов, которые даже при незначительном содержании в них длительно живущих естественных радионуклидов подлежат прежде всего сокращению в процессах добычи на основе использования прогрессивных технологий, затем утилизации части отходов в смежных процессах и, наконец, захоронению остающейся хвостовой части отходов путем их изоляции от окружающей среды. Шахтные воды уранодобывающих предприятий в большей своей части химически чисты и после их радиационной очистки могут широко использоваться как в технологических, так и хозяйственных целях, в том числе для полива земель. Аэрозольное загрязнение окружающей среды при разработке радиоактивных руд ничтожно и локализуется в пределах горного отвода.

Авторы надеются, что приведенные в книге материалы будут способствовать системному снижению вредного влияния разработки месторождений радиоактивных руд на окружающую среду. Уже сегодня на действующих и погашенных уранодобывающих предприятиях накоплены миллиарды тонн хотя и пустых, но слабордиоактивных пород, десятки миллионов кубических метров радиационно загрязненных шахтных вод ежегодно сбрасывается в гидрографическую сеть без их должной очистки. Устранение этих обстоятельств будет способствовать существенному снижению вредного воздействия уранодобывающего производства на окружающую среду.

Авторы признательны своим коллегам за помощь, оказанную при проведении исследований и подготовке данной книги, и будут благодарны читателям за замечания и предложения, высказанные по существу рассмотренных в ней вопросов.

Авторы выражают сердечную благодарность профессору, доктору технических наук Н. В. Демину за ряд ценных замечаний и рекомендаций, высказанных при рецензировании рукописи, которые полностью учтены при ее окончательном редактировании.

*Авторы*

## ВВЕДЕНИЕ

Ускорение научно-технического прогресса народного хозяйства СССР, определенное в качестве важнейшей задачи экономической стратегии партии на современном этапе, возможно лишь на основе быстрого технического перевооружения производства, повышения его энерговооруженности, создания и внедрения принципиально новых материалов, техники, прогрессивной технологии. В решении этих задач, как никогда, возрастает роль горнодобывающих отраслей промышленности, с развитием которых уже сегодня связано около 30 % всех капитальных вложений в СССР, 12—13 % его трудовых ресурсов, 20—25 % основных активных фондов. И если в период промышленной революции критерием успешной индустриализации национальной экономики служило динамично развиваемое производство и потребление угля, чугуна и стали, то в условиях научно-технической революции критерием ее успехов служит производство и потребление цветных, редких и радиоактивных металлов, находящихся все более широкое применение в электронике, вычислительной технике, машиностроении, энергетике и других прогрессивных отраслях науки и техники. При этом нельзя не учитывать того, что если на 1 т угля в среднем образуется около 3 т отходов в процессе горнодобывающего производства и 0,2—0,3 т отходов в процессе потребления, а на 1 т стали 5—6 т отходов в процессе добычи и 0,5—0,7 т в процессе переработки, то на 1 т цветных металлов, ввиду их более низкого содержания в рудах, уже образуется не менее 100—150 т отходов в процессе добычи и более 50—60 т в процессах переработки, тогда как на 1 т редких, благородных и радиоактивных металлов образуется, в связи с еще более низким их содержанием в рудах, до 5—10 тыс. т отходов в процессах добычи и от 10 до 100 тыс. т в процессах переработки. Резкое возрастание объема отходов при все более широком использовании в народном хозяйстве цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов, даже при существенно более низком общем объеме их потребления по отношению к углю и стали, выдвигает проблему создания безотходных или малоотходных технологий добычи и переработки руд этих металлов в число важнейших.

Достаточно отметить, что если в 1980 г. в мире было добыто 16 млрд. т полезных ископаемых, то в СССР эта добыча составила 3,6 млрд. т или около 14 т на душу населения, что почти в 4 раза больше, чем в среднем в мире. При этом было образовано около 50—60 млрд. т отходов, в том числе около 11—13 млрд. т в СССР. В этих условиях необходим новый подход к добывающим отраслям, от повышения эффективности которых во многом зависят успехи всего народного хозяйства.

Сущность этого нового подхода и вытекающие из него принципиально новые технические решения определяются всем ходом

социально-экономического развития народного хозяйства СССР на современном этапе. Прежде всего это необходимость обеспечения социальной направленности научно-технического прогресса. Создавая отечественные, а также заимствуя и применяя отдельные технологические решения из практики капиталистического производства, социалистическая экономика уже сейчас не в праве мириться с такими отрицательными последствиями, как загрязнение окружающей среды, высокий уровень промышленных отходов, наличие диспропорций в степени и уровне механизации и автоматизации основных и вспомогательных производственных процессов, наличие рабочих мест с дискомфортными или опасными условиями труда. В связи с этим научно-технические решения по созданию новых, прогрессивных технологических процессов должны носить социально направленный характер, обеспечивающий безотходность или малоотходность технологических процессов, их комплексную механизацию и автоматизацию, ликвидацию дискомфортных и опасных рабочих мест, охрану окружающей среды.

Вторым чрезвычайно важным условием нового подхода к современному развитию промышленного производства, в том числе и добывающих отраслей, является повышение эффективности не только живого, но и овеществленного труда. В условиях, когда фондовооруженность социалистической экономики превысила 1,6 трлн. руб., а удельная фондовооруженность отдельных рабочих мест многократно превышает стоимостные затраты на них живого труда, повышение эффективности использования активных фондов является решающим фактором развития национальной экономики. В связи с этим разработка и внедрение ресурсосберегающих технологических процессов, дающих экономию не только живого, но и овеществленного труда, — важнейший фактор развития производства на этапе зрелого социализма. При этом чрезвычайно важным условием является и снижение общих затрат, общественных издержек производства, отражаемых в интегрированной форме в себестоимости конечной продукции. «Повышение производительности труда без уменьшения стоимости продукта — абсурд, если взять это как общее явление», — писал В. И. Ленин (Полн. собр. соч., т. 46, с. 29). Поэтому снижение себестоимости производства цветных и радиоактивных металлов при постоянно ухудшающихся горнотехнических и горногеологических условиях их добычи, повышении глубины разрабатываемых месторождений, снижении содержания полезных компонентов в рудах возможно только на основе более эффективного использования недр, снижения потерь и разубоживания руд, использования вмещающих пород, комплексного извлечения полезных ископаемых, утилизации образующихся при добыче и переработке руд отходов.

Основную роль в решении задач ускорения научно-технического прогресса принадлежит и будет принадлежать энергетике, в том числе ядерной энергетике, призванной коренным образом изменить структуру производства и потребления топливно-энергетических ресурсов промышленно развитых стран. Достаточно отметить, что,

составляя в настоящее время всего лишь около 2,5 % мирового производства и потребления первичных энергетических ресурсов, ядерная энергетика к 2000 г. повысит свое удельное значение в среднем до 8,5 %, а к 2050 г. — до 25 % энергетического потенциала мира [1]. Подобные же высокие темпы развития ядерной энергетики в предстоящие годы будут характерны и для энергетики СССР, когда к 2000 г. общая установочная мощность АЭС должна составлять около 100 млн. кВт, а производство электроэнергии на АЭС в нашей стране, сосредоточенных главным образом в его европейской части, будет повышено до 15—20 % общей выработки электроэнергии в СССР. При этом наряду с дальнейшим продолжением строительства атомных станций с реакторами высокой единичной мощности (1,5—2,4 млн. кВт) будут развернуты работы по строительству атомных ТЭЦ и котельных для централизованного теплоснабжения крупных городов, а также созданию станций с реакторами на быстрых нейтронах.

Решение задач развития ядерной энергетики настоятельно требует дальнейшего увеличения добычи радиоактивных руд. Их современная ресурсная база по сравнению с традиционными топливно-энергетическими ресурсами (углем, нефтью, газом, горючими сланцами) выглядит не лучшим образом. Удельный вес известных запасов урана (в млрд. т условного топлива) не превышает по отношению к прочим видам топливно-энергетических ресурсов 5—6 %, учет вероятных запасов урана повышает этот удельный вес до 7—8 %. Но потенциальные запасы урана и тория в десятки раз превышают потенциальные запасы угля, горючих сланцев, в сотни раз запасы нефти, газа, составляя до 80 % потенциальных энергетических ресурсов мира [2]. В связи с этим эффективная разработка месторождений радиоактивных руд и в настоящее время, и в будущем является чрезвычайно важной и актуальной задачей решения общих проблем энергетики.

В современном состоянии технологических процессов добычи радиоактивных руд находят свое концентрированное выражение все те основные тенденции развития горнодобывающего производства, которые характерны в настоящее время для мировой горной науки и техники. Это и весьма высокие темпы развития добычи сырья, в 2—3 раза превышающие темпы роста народонаселения, и систематическое снижение качества добываемого сырья, и, как следствие этого, рост объема отходов, хвостов обогащения и переработки руд, и постоянное усложнение горнотехнических и горногеологических условий разработки месторождений радиоактивных руд при росте глубины горных работ. Все это диктует необходимость резкого повышения эффективности извлечения полезных ископаемых из недр при снижении потерь и разубоживания руд, ускорения научно-технического прогресса технологических процессов добычи руд на основе концентрации горных работ, повышения уровня их механизации и научной организации труда. Темпы научно-технического прогресса процессов добычи должны опережать при этом темпы усложнения горно-геологических условий

разработки, компенсируя затраты по охране окружающей среды на основе внедрения безотходных или малоотходных технологических процессов добычи сырья.

Создание безотходных или малоотходных технологических процессов при добыче радиоактивных руд существенно не отличается от общих направлений в системном решении этих проблем в других горнодобывающих отраслях народного хозяйства. Специфической особенностью добычи радиоактивных руд является необходимость решения при этом еще и задач обеспечения радиационной безопасности окружающей среды и человека, так как в процессе ведения горных работ в окружающую среду помимо  $^{238}\text{U}$  активно поступают  $^{234}\text{U}$ ,  $^{226}\text{Ra}$ ,  $^{228}\text{Ra}$ , обладающие длительным периодом полураспада, отдаленные последствия накопления и консолидации которых в окружающей среде с нарушением естественного равновесного радиационного фона пока не выяснены. При этом особую опасность представляют отходы, накапливаемые в хвостохранилищах, радон-выделение из которых, учитывая высокую степень измельчения хвостов и длительный срок их хранения, в 4—5 раз превышает радон-выделение из подземных горных работ. Влияние хвостохранилищ на радиационное загрязнение окружающей среды соизмеримо с действием АЭС и во всяком случае во много раз превышает влияние собственно горных работ.

Опасность представляют также различного рода радионуклиды (изотопы  $\text{U}$ ,  $^{226}\text{Ra}$ ,  $^{222}\text{Rn}$ ,  $^{230}\text{Th}$ ,  $^{210}\text{Po}$ ,  $^{210}\text{Pb}$ ), тяжелые металлы, накапливаемые в результате сброса неочищенных шахтных вод на почву, илах донных отложений, в прудках полигонов подземного выщелачивания.

Определенную, хотя и неизмеримо более низкую активность несут в себе аэрозольные частицы, выносимые исходящей струей подземного проветривания, при пылении уступов на открытых горных работах и отвалах.

Как следствие радиационного загрязнения среды отходы, образующиеся при добыче радиоактивных руд, в отличие от отходов, образующихся при добыче других полезных ископаемых, которые длительную время могут оставаться на поверхности, подлежат немедленной их утилизации или захоронению.

Рассмотрению аспектов безотходной или малоотходной технологии добычи радиоактивных руд, утилизации отходов производства и рекультивации нарушенных земель и посвящена настоящая книга.

## СОВРЕМЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Современная технология добычи радиоактивных руд определяется прежде всего пригодными к их разработке запасами и возможностью применения различных способов добычи. Анализ перспектив и современных тенденций в этой области свидетельствует о том, что наряду с традиционными технологическими приемами разработки месторождений открытым или подземным способами все более широкое применение в технологии добычи радиоактивных руд находит способ их подземного выщелачивания, удельный вес которого в уранодобывающих отраслях СССР, США, Канады неуклонно растет. При этом наряду с вовлечением в разработку подземным выщелачиванием запасов наиболее перспективных осадочных месторождений все более широкое внимание уделяется подземному выщелачиванию руд с их предварительным разрушением. Одной из важнейших причин расширения области применения подземного выщелачивания руд является возможность создания на этой основе практически безотходных технологий добычи радиоактивных руд.

### Глава I

#### СЫРЬЕВЫЕ РЕСУРСЫ ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГЕТИКИ

Интенсивное развитие производительных сил в современных условиях связано с необходимостью опережающего роста объема добычи энергетического сырья по отношению к другим видам полезных ископаемых. Это диктуется объективно существующим законом опережающего производства и потребления энергии по отношению к общему росту народонаселения и валового национального продукта. Если в период 1900—1975 гг. народонаселение нашей планеты увеличилось примерно в 2,6 раза, то производство и потребление энергии за этот период увеличились в 4,5 раза, а других материалов, добываемых из недр Земли, в 4,2 раза [3]. При росте народонаселения нашей планеты к 2000 г. до 6,6 млрд. человек, т. е. в 1,65 раза, мировая потребность в энергии повысится почти в 2,4 раза [4], определяя ведущее значение добычи энергетического сырья в общей проблеме добычи и потребления минерально-энергетических ресурсов. Опережающие темпы развития топливно-энергетического комплекса по отношению к прочим сфе-

рам производства характерно и для нашей страны: в период 1965—1980 гг. при увеличении валового национального продукта в 2,3 раза производство и потребление энергии повысились в 2,7 раза, нефти в 2,6 раза, газа в 3,4 раза. В 1981—1985 гг. при росте валового национального продукта на 17 % производство энергии повысилось на 23 %.

Уже сегодня 85 % валовой стоимости горного производства мира связано с добычей топливно-энергетических ресурсов, около 12 % — металлических руд и примерно 3 % — неметаллических руд, минеральных удобрений, строительных материалов [5]. Поэтому первым необходимым условием повышения эффективности общественного производства является существенное снижение затрат на добычу топливно-энергетических ресурсов, которое может быть достигнуто при переходе от добычи и потребления органических видов топлива к добыче и потреблению ядерного топлива. В связи с этим создание и внедрение новых технологических производств по добыче радиоактивных руд, обеспечивающих развитие ядерной энергетики, является одной из важнейших задач научно-технического прогресса. Развитие ядерной энергетики, существенно снижая производство и потребление органических топливно-энергетических ресурсов, в то же время обуславливает необходимость интенсивного развития добычи радиоактивных руд.

### 1.1. Минерально-сырьевые ресурсы промышленно развитых стран, тенденции и перспективы

В связи с интенсивным ростом промышленного производства, обуславливающим постоянно возрастающую потребность в различных видах минерального сырья, добыча полезных ископаемых в мире удваивается каждые 10—15 лет. Следствием опережающего развития добычи минерально-сырьевых ресурсов по отношению к общим темпам развития индустриального производства является то, что лишь за последние 25—30 лет из недр Земли извлечено 15 млрд. т железной руды, 70 млрд. т угля, 25 млрд. т нефти, 12 трлн. м<sup>3</sup> природного газа, миллиарды тонн минеральных удобрений, строительных материалов, десятки миллионов тонн меди, свинца, цинка, алюминия, сотни тысяч тонн цветных и редких металлов, тысячи тонн золота и многих других полезных ископаемых, часть из которых начала добываться для удовлетворения потребностей в новой технике только за последние годы [2].

Для удовлетворения постоянно растущих потребностей индустриального производства в мире предстоит добыть 29—30 млрд. т металлов, около 230 млрд. т топлива, 645—650 млрд. т неметаллических полезных ископаемых, т. е. всего около 900—910 млрд. т минерального сырья [5]. Для их добычи в эти же годы потребуются произвести еще около 950 млрд. м<sup>3</sup> горно-капитальных, горно-подготовительных и вскрышных работ по пустым породам. Если учесть, что в настоящее время удельный вес горнодобывающего производства в промышленно развитых странах составляет в их

валовом национальном продукте 5—6 %, то с учетом нарастающих объемов производства, усложнения горнотехнических и горногеологических условий работ, снижения содержаний полезных ископаемых в рудах он повысится до 12—15 %, что будет ощутимо сказываться на общем экономическом уровне этих стран. Поэтому постоянное повышение эффективности горнодобывающего производства, снижение потерь и разубоживания руд, ускорение темпов научно-технического прогресса горных работ является важнейшим фактором экономического развития стран, добывающих полезные ископаемые.

К числу основных полезных ископаемых, определяющих технический уровень современного производства, относятся медь, алюминий, хром, кобальт, марганец, фосфат, цинк, свинец, никель, платина, железо, олово, калий, фтор, вольфрам, асбест, титан, ниобий, тантал, ртуть, золото, серебро, молибден, кадмий, уран, сера. Нетрудно заметить, что большинство из них относится к числу цветных, редких и радиоактивных металлов. Настоятельная необходимость развития производства цветных и редких металлов подчеркнута и в «Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года» [6]. Анализ прогнозируемой потребности мировой экономики в минеральном металлургическом сырье и его запасах на период до 2000 г. показывает [5], что из 53 элементов, добываемых и используемых в настоящее время, лишь 11 элементов обеспечены запасами, в десятки раз превышающими их потребление до 2000 г. (азот, бериллий, галлий, гафний, кремний, магний, радий, скандий, торий, хлор, цезий). Около 30 элементов обеспечены сырьевыми ресурсами, удовлетворяющими их потребление лишь в пределах до 2000 г. (бор, ванадий, железо, иод, кобальт, литий, марганец, мышьяк, редкие и благородные металлы, цветные металлы), а 8 элементов не обеспечены сырьевыми ресурсами даже в пределах их добычи до 2000 г. (барий, бром, висмут, германий, индий, серебро, фтор, цинк). Данные прогнозы построены в предположении неизменных масштабов потребления указанных минералов, без учета замены одних видов сырья другими. Совершенствование технологии современного индустриального производства, намечаемое снижение его материалоемкости и энергоемкости могут существенно изменить сложившиеся представления.

В связи с этим в зависимости от успехов человеческой деятельности по освоению запасов полезных ископаемых акад. А. В. Сидоренко [2] рекомендовал различать физический предел истощения минеральных ресурсов, соответствующий полному исчерпанию какого-либо элемента, минерала или горной породы; экологический предел истощения, соответствующий такому развитию разработки каких-то элементов в отдельных районах земного шара, когда их дальнейшая разработка в этих районах представляет угрозу для окружающей среды и существования человека, и экономический предел истощения, определяемый сочетанием экономических, технологических и социальных факторов.

Реально достижение физических пределов истощения возможно для таких редких минералов, как самородное золото, серебро, ртуть, природный пьезокварц, оптический флюорит, изумруд, корунд, малахит, и других полезных ископаемых, встречающихся в земной коре главным образом в концентрированном виде. Для менее концентрированных, а тем более рассеянных полезных ископаемых физическое истощение представляется весьма отдаленным. Это касается таких элементов, как кремний, железо, кальций, алюминий или их соединений, а также уран, соединения которого встречаются практически в большинстве горных пород и морской воде. Если концентрированные скопления урана довольно ограничены, то в рассеянном виде он является одним из наиболее распространенных элементов земной коры, что исключает тем самым возможность его физического истощения.

Экологические пределы истощения могут возникнуть значительно быстрее, чем это кажется, в связи с высокими темпами извлечения и перемещения веществ земной коры. Извлечение до 2000 г. из недр Земли около 3000 млрд. т горной массы в сочетании с 1500—2000 млрд. т горной массы, извлеченной из недр ранее, сможет создать достаточно сложные условия дальнейшей эксплуатации недр в связи с отторжением значительных площадей земель, распространением геохимических аномалий при влиянии отвалов на почвы, воду, атмосферу, нарушением естественных геохимических равновесий. Достижение экологических пределов истощения, во всяком случае в региональных масштабах отдельных районов земного шара, главным образом северного полушария, представляется вероятным уже в ближайшее время, требуя тем самым существенных изменений в технике и технологии безотходной добычи полезных ископаемых.

В общей постановке определение возможностей и границ наступления экономических пределов истощения минеральных ресурсов устанавливается как следствие решения задачи «затраты — эффект»: по мере сокращения запасов и снижения качества добываемого сырья его извлечение может стать экономически нерентабельным. Однако с повышением цен на отдельные виды металлов либо замещения традиционных способов извлечения их из недр на новые, более прогрессивные, представляется возможность к вовлечению в разработку все более бедных месторождений или месторождений, залегающих в неблагоприятных горно- и гидрогеологических условиях. Тем самым значительно увеличиваются ресурсы этих полезных ископаемых, и наступление экономического предела истощения отодвигается на более поздние сроки.

Общие мировые тенденции развития сырьевой базы минеральных ресурсов в последние годы характеризуются:

1. Открытием ряда крупных месторождений, но с более низким содержанием полезных компонентов. Если в 1955 г. их среднее содержание в медных рудах мира составляло около 1,3—1,5 %, то сейчас с учетом вновь открытых месторождений оно снизилось до 0,5—0,6 %, но зато значительно, в 3—5 раз, выросли общие запасы

руд и металлов. Такие же тенденции к общему увеличению запасов в 2—3 раза при падении содержания в рудах в 1,5—2 раза характерны для руд алюминия, золота, ртути, сурьмы и других металлов, в том числе и радиоактивных.

2. Резким ростом запасов в крупных уникальных месторождениях, создающих возможности для высочайшей концентрации горного производства. Достаточно сказать, что если в начале 50-х годов мировые запасы меди были сосредоточены на 115 месторождениях, то в настоящее время такие же запасы насчитываются лишь по 12 крупнейшим месторождениям мира. Это характерно и для месторождений радиоактивных руд.

3. Усложнением горнотехнических, горногеологических и гидрогеологических условий разработки месторождений, особенно предназначенных для подземных горных работ.

4. Появлением месторождений полезных ископаемых в нетрадиционных вмещающих породах, под глубоко погребенными и платформами, открытием гидротермальных и стратиморфных месторождений руд цветных, редких и радиоактивных металлов.

5. Открытием месторождений в удаленных районах, создающих большие технические трудности в их освоении при значительном разрыве во времени между разведкой и строительством горнодобывающих предприятий.

В этих условиях прогноз будущего развития сырьевой базы по производству минеральных ресурсов (в том числе радиоактивных руд) является весьма сложной задачей, решение которой определяется двумя аргументами:

прогрессом в области технологии разработки месторождений полезных ископаемых, который прогнозируется достаточно точно и надежно, в том числе и в области создания безотходных и малоотходных технологий;

изменением потребительской стоимости полезных ископаемых, которая в целом характеризуется возрастающей функцией, но количественно прогнозируется довольно трудно. Свидетельством этого являются данные, относящиеся к периоду энергетического кризиса.

Таким образом, необходимость производства и потребления во все более крупных масштабах цветных, редких и радиоактивных металлов, с одной стороны, и систематический рост и без того высокой стоимости этих металлов, определяемой как объемом их добычи, так и ограниченностью известных их запасов, с другой стороны, требуют все более глубокого использования запасов недр с применением наиболее прогрессивных безотходных методов извлечения полезных ископаемых, эффективность которых будет тем выше, чем более ограничены их запасы в недрах.

## 1.2. Сырьевые ресурсы ядерной энергетики

Из известных природных радиоактивных металлов практически интерес представляют лишь два — уран и торий, причем атомная



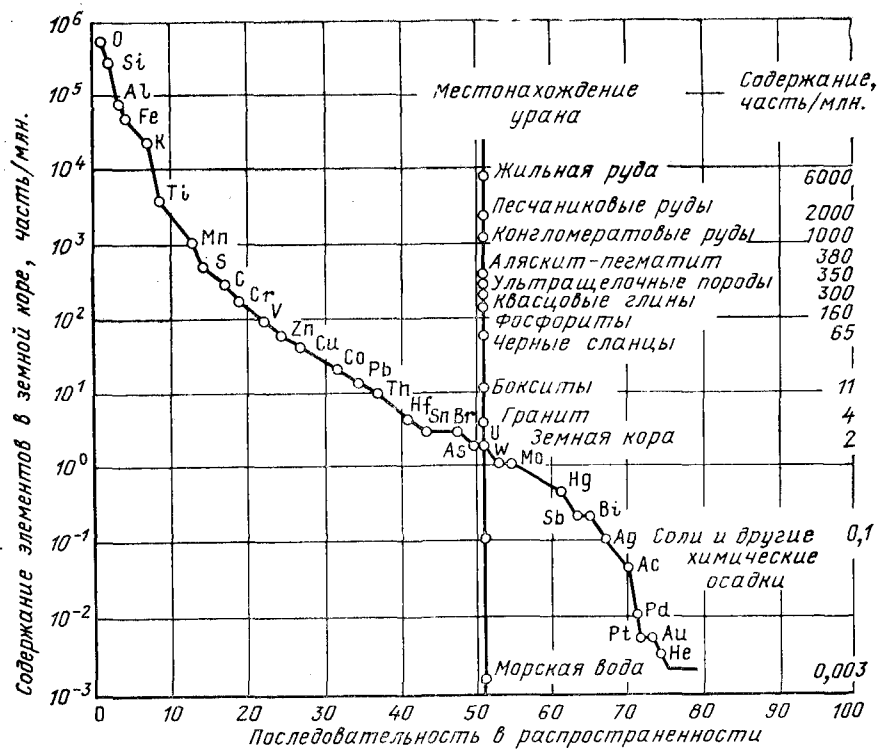


Рис. 1.1. Распространенность урана и его концентрации в отдельных составляющих земной коры

промышленность пока отдает предпочтение урану, а торий как бы резервируется на будущее.

Уран принадлежит к числу рассеянных элементов, которые встречаются в природе повсюду. Этим он обязан своей высокой химической активности. В том или ином количестве он практически присутствует в любых первичных породах, но больше всего тяготеет к кислым магматическим породам — гранитам и близким к ним образованиям. Как следствие разрушения гранитов и выщелачивания из них урана он переходит в осадочные породы. На рис. 1.1 показано (в сравнении с другими химическими элементами) среднее содержание урана в земной коре, морской воде, а также повышенные его концентрации в различных породах, вплоть до концентраций, выступающих как месторождения [12].

Нужно отметить, что в любой заданный момент времени к промышленным запасам относят уран в тех рудах, технология переработки которых вполне отработана и месторождения, сложные ими, можно разрабатывать с определенной экономической выгодой.

Следовательно, запасы неизбежно меняются не только в связи

Таблица 1.1. Ресурсы урана за рубежом, тыс. т

Страна	Рентабельные для отработки при цене:					
	80 дол./кг U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>		80—130 дол./кг U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>		Итого	
	I	II	I	II	I	II
Всего	1468,0	914,0	575,0	308,0	2043,0	1222,0
Промышленно развитые капиталистические страны	713,8	620,0	371,4	201,7	1085,2	821,7
США	131,3	30,4	275,9	52,2	407,2	82,6
Австралия	314,0	369,0	22,0	25,0	336,0	394,0
ЮАР	191,0	99,0	122,0	48,0	313,0	147,0
Канада	176,0	181,0	9,0	48,0	185,0	229,0
Франция	56,2	26,6	11,3	6,3	67,5	32,9
Испания	15,7	5,0	4,5	..	20,2	5,0
Япония	7,7	0	..	0	7,7	0
Португалия	6,7	1,0	1,5	0	8,2	1,0
ФРГ	0,9	1,3	4,2	6,9	5,1	8,2
Швеция	2,0	0,3	37,0	43,0	39,0	43,3
Развивающиеся страны	754,2	294,0	203,6	106,3	957,8	400,3
Нигер	160,0	53,0	..	0	160,0	53,0
Намбия	119,0	30,0	16,0	23,0	135,0	53,0
Бразилия	163,3	92,4	..	..	163,3	92,4
Габон	18,7	1,3	4,7	8,3	23,3	9,6
Индия	31,7	4,8	10,9	14,6	42,6	19,6
Алжир	26,0	..	..	..	26,0	..
Аргентина	18,8	7,0	4,5	..	23,3	7,0

Примечание.  
I — достаточно достоверные запасы; II — расчетные дополнительные.

с их погашением или открытием новых месторождений, но и в результате перевода их из низшей категории в высшую, чему благоприятствует совершенствование технологии добычи и переработки руды. Большую роль в этом играет также повышение или понижение рыночных цен на уран.

По данным МАГАТЭ и Агентства по атомной энергии Организации экономического сотрудничества и развития, разведка урана в настоящее время ведется более чем в 40 странах капиталистического мира, между тем как разработка урана сосредоточена в основном в десяти странах: США, ЮАР, Канада, Франция, Швеция, Испания, ФРГ, Австралия, Габон, Нигерия, которые дают 90 % всей мировой добычи урана (без стран социалистического содружества).

На основе данных международной программы по оценке урановых ресурсов за рубежом [4, 9] проведена переоценка ресурсов урана по категориям разведанности и стоимости (табл. 1.1).

Поскольку классификация ресурсов урана на две категории разведанности не позволяет полностью оценить сырьевую базу

Таблица 1.2. Предполагаемые ресурсы урана за рубежом\* по стоимости производства до 130 дол./кг, млн. т

Континент или регион	Число стран	Предполагаемые ресурсы, млн. т
Африка	51	1,3—4,0
Северная Америка	3	2,1—3,6
Южная и Центральная Америка	41	0,7—1,9
Азия и Дальний Восток	41	0,2—1,0
Австралия и Океания	18	2,0—3,0
Западная Европа	22	0,3—1,3
Итого:	176	6,6—14,8

\* Ион Д. С. Мировые энергетические ресурсы. М.: Недра, 1984.

(так как при этом не учитывается вероятность открытия новых месторождений), введена третья категория ресурсов — «предполагаемые ресурсы» урана по стоимости производства до 130 дол./кг (табл. 1.2).

Предлагаемые ресурсы включают ресурсы месторождений, которые могут быть открыты современными методами разведки. Их наличие определяется главным образом на основе косвенных признаков и экстраполяции геологических данных. При анализе источников обеспечения ядерной энергетики ураном предполагаемые ресурсы учитывать нельзя.

Приведенные в табл. 1.1 запасы урана следует считать ориентировочными, как и те, которые приводились в литературе ранее или будут приводиться в будущем. Это обусловлено тем, что в большинстве стран (и прежде всего — развивающихся) не проводилось еще каких-либо серьезных оценок запасов урана. Принимая это во внимание, по-видимому, не стоит полностью отрицать оценки некоторых специалистов, которые считают, что приводимые подсчеты запасов урана вполне могут быть увеличены в 7—10 раз и должны составить не менее 40 млн. т [10].

В настоящее время более 85 % объема добычи урана в капиталистическом мире приходится всего лишь на три страны: США, ЮАР, Канаду (табл. 1.3). Эти страны сохраняют свое ведущее положение на урановом рынке и в будущем (до 60—65 % добычи), однако к 1990 г. существенное место в производстве урановых руд уже будут занимать Австралия и страны Африки.

Страны социалистического содружества в целом обеспечивают себя ураном и не влияют на рынок урана в остальных регионах мира. США не обеспечивают себя многими видами ресурсов, что является одной из причин их особого поведения в дипломатическом, политическом, экономическом и социальном отношениях. США в настоящее время импортируют 100% металлов платиновой группы, листовой слюды, хрома, стронция, кобальта, тантала, нيو-

Таблица 1.3. Ежегодный уровень добычи урана в капиталистических странах, тыс. т

Страна	1980 г.	1985 г.	(1990 г. прогноза)
Австралия	0,5	11,8	20,0
Канада	7,95	12,5	11,25
ЮАР	11,7	12,5	12,0
США	22,6	36,0	47,0
Западная Европа	3,7	5,6	5,9
Африка	5,3	11,2	11,2
Другие страны	1,3	2,0	2,3
Всего:	53,0	92,0	110,0

бия, почти 100% марганца, 80% асбеста, алюминия, титана олова, ртути, висмута, фтора, никеля, 40—45 % топливно-энергетических ресурсов, импорт которых к 2000 г. возрастает до 100%.

Достаточно напряженный сырьевой баланс по обеспечению развития ядерной энергетики заставляет многие страны искать пути решения этих проблем. Многие страны во все больших масштабах исследуют или уже приступают к практическому освоению урановых месторождений низкосортных руд: месторождения фосфатов и битуминозных сланцев, граниты и, наконец, воды океана.

Однако из-за незначительного содержания урана приведенные источники нельзя считать перспективными для получения урана.

Важным условием длительного и надежного обеспечения ядерной энергетики сырьевыми ресурсами является выбор рациональной реакторной стратегии. Если до 2025 г. ядерная энергетика будет основана лишь на легководных реакторах без переработки облученного топлива, то потребуется до 20 млн. т урана по варианту ускоренного развития ядерной энергетики и до 9 млн. т по условиям современных тенденций. При условии переработки облученного топлива это количество урана может быть снижено соответственно до 13 и 5,8 млн. т. Но даже в этом случае известные и предполагаемые запасы урана не обеспечивают устойчивое развитие ядерной энергетики. Поэтому более предпочтительно такое развитие реакторной стратегии, при котором наряду с использованием легководных реакторов более широко применялись бы реакторы-размножители на быстрых нейтронах, тяжеловодные реакторы и реакторы с использованием тория. В зависимости от сочетания этих реакторов потребность в уране можно сократить до 5—6 млн. т, что надежно обеспечит известная база сырьевых ресурсов и их прирост на реальных и предполагаемых месторождениях.

Таким образом, анализ представленных данных свидетельствует о возможности надежного обеспечения ядерной энергетики — основы энергетической революции современными и перспективными и экономически рентабельными видами сырья на перспективу до

Таблица 1.4. Классификация месторождений радиоактивных руд по запасам [12]

Категория месторождений	Запасы металла, тыс. т
I. Очень крупные	Более 50,0
II. Крупные	10—50
III. Средние	1—10
IV. Мелкие	0,2—1,0
V. Очень мелкие	Менее 0,2

2025 г., после чего в качестве одной из дальнейших альтернатив энергетической политики промышленно развитых стран следует рассматривать переход на термоядерную энергетику и возобновимые виды энергии как постоянную основу удовлетворения энергетических потребностей человечества.

Подобно любым месторождениям полезных ископаемых, урановые месторождения промышленного значения можно подразделить по запасам на ряд категорий. Официальной градации месторождений радиоактивных руд нет, но на основе опубликованных данных по величине запасов они могут быть разделены на очень крупные месторождения, крупные, средние, мелкие и очень мелкие (табл. 1.4).

К очень крупным урановым месторождениям могут быть отнесены метасоматические месторождения Рэйнджер, Джабилука, Йилирри в Австралии, конгломератовые месторождения Канады и ЮАР, некоторые песчанниковые месторождения США, порфиоровое месторождение Россинг в Намибии. К крупным месторождениям — целый ряд месторождений в США, Канаде, ЮАР, Австралии, Нигере, Габоне, Алжире. Средние месторождения расположены в перечисленных выше странах и многих других. До недавнего времени большинство мелких и очень мелких месторождений, даже с относительно высоким содержанием урана в рудах, считались непромышленными. Однако внедрение новых технологий (геотехнологические способы разработки, малоотходное производство) позволяет рентабельно разрабатывать часть таких месторождений.

Почти 60 % разведанных запасов урана (табл. 1.5) приурочено к богатым и супербогатым рудам, требующим особого внимания при своей отработке в части обеспечения радиационной безопасности отходов.

К настоящему времени имеется несколько классификаций урановых месторождений по генетическим, геоморфологическим или геотехническим признакам, предложенных советскими и иностранными учеными. В Советском Союзе наиболее полная характеристика генетических типов урановых месторождений дана в работах В. С. Домарева, А. Г. Бетехтина, В. Н. Котляра, а промышленных типов месторождений — в работах Д. Я. Суражского.

Таблица 1.5. Распределение известных запасов урана по его содержанию в рудах

Класс руд	Содержание, %	Удельный вес, %
Забалансовые	До 0,03	17
Убогие	0,03—0,05	8,1
Рядовые	0,05—0,10	14,7
Богатые	0,1—0,3	36,2
Супербогатые	Более 0,3	24,0

По классификации, приведенной в работе [13], все урановые месторождения разбиты на три класса: эндогенные, экзогенные и метаморфогенные; в каждом из них выделяется от двух до четырех групп, внутри которых они классифицируются на две или три подгруппы.

В последние годы, в связи с открытием новых нетрадиционных месторождений урана, введен IV класс — прочие урановые месторождения.

Большую научную и практическую ценность имеют классификации урановых месторождений (и провинций), построенные на геотектонической основе.

Практическим задачам рудничной геолого-геофизической службы и эксплуатации лучше всего отвечает классификация месторождений по морфологическим признакам, разработанная Д. Я. Суражским [14]. Согласно этой классификации, все урановые месторождения делятся на пять групп так, что каждая последующая группа морфологически сложнее предыдущей группы месторождений. При этом каждая последующая группа месторождений характеризуется более высоким содержанием урана (табл. 1.6).

За рубежом в настоящее время применяют упрощенную классификацию, в которой за основу взят тип разрабатываемого месторождения. Всего выделено шесть типов урановых месторождений: конгломератовые, песчанниковые, жильобразные (метасоматические), жильные, внутриинтрузивные (порфиоровые) и калькретовые [15].

Конгломератовые месторождения промышленного значения известны лишь в двух районах Земли — в Эллиот-Лейк (Канада) и в Витватерсранде (ЮАР). На рис. 1.2 и 1.3 показаны поперечные разрезы урановых конгломератовых месторождений соответственно южноафриканского и канадского, отличающиеся тем, что канадские разрабатываются только на уран (содержание урана 0,1—0,152 %), тогда как южноафриканские — в первую очередь на золото, уран же извлекается попутно (среднее содержание урана 0,025 %). Различаются эти две группы месторождений и размерами. Канадские месторождения при мощности от 1,5 до 10 м протягиваются на 100—1000 м и залегают до глубины порядка 1000 м. Южноафриканские месторождения имеют меньшую мощность (от

Таблица 1.6. Классификация урановых месторождений по основным морфологическим признакам

Характеристика группы	Максимальная площадь оруденения	Мощность рудных тел	Максимальный коэффициент вариации по содержанию, %	Коэффициент рудоносности
I. Выдержанные пласты ураноносных осадочных пород с равномерным оруденением, фиксируемым непрерывно на больших площадях. Границы оруденения совпадают с литологическими границами и устанавливаются визуально	Десятки квадратных километров	1—2 м	30	1
II. Крупные пластовые залежи с неравномерным распределением металла, приуроченные к определенным стратиграфическим горизонтам. Границы оруденения устанавливаются радиометрически или опробованием	Несколько квадратных километров	1,5—15 м	100	0,8—1,0
III. Пластообразные, столбообразные и жиллообразные залежи с неравномерным распределением металла, контролируемые складчатыми и разрывными деформациями. Границы оруденения устанавливаются радиометрически и опробованием	Сотни тысяч квадратных метров	От 1—2 до 20—40 м	150	0,5—0,8
IV. Линзообразные и гнездообразные залежи с резко неравномерным распределением металла. Литологический и структурный контроль выражен нечетливо. Границы оруденения устанавливаются радиометрически и опробованием	Десятки тысяч квадратных метров	0,6—6,0 м	200	0,25—0,5
V. Тонкие жилы в трещинах разрыва и скальвания. Оруденение резко неравномерное в виде мелких линз, образующих рудные столбы. Границы оруденения устанавливаются визуально и γ-измерениями	Десятки тысяч квадратных метров	От 1—10 см до 3—6 м	200	0,02—0,25

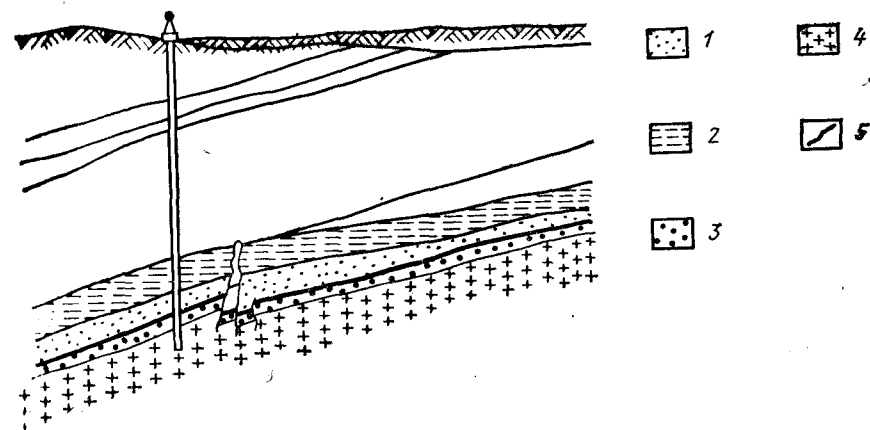


Рис. 1.2. Типичный разрез по золотоурановому конгломератовому месторождению, ЮАР:

1 — кварциты; 2 — аргиллиты; 3 — конгломераты; 4 — фундамент; 5 — рудный пласт (диф)

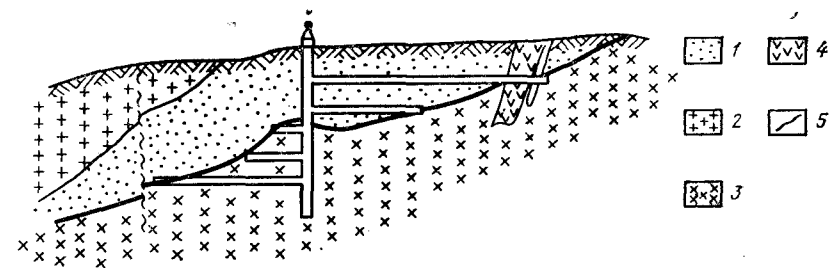


Рис. 1.3. Разрез по урановому конгломератовому месторождению Пронто, Канада:

1 — кварциты; 2 — граниты; 3 — породы докембрия; 4 — диабазы; 5 — рудное тело (пластообразное)

нескольких сантиметров до нескольких метров), но протяженность их достигает нескольких километров, а глубина распространения превышает 4000 м.

Запасы урана в конгломератовых месторождениях значительны. Так, в ЮАР в них до сих пор сосредоточены все официально объявленные запасы государства, а в Канаде, несмотря на открытие новых крупных и богатых урановых месторождений других типов, запасы урана в конгломератах остаются наибольшими. В настоящее время конгломератовые месторождения разрабатываются только подземным способом, большей частью на значительных глубинах.

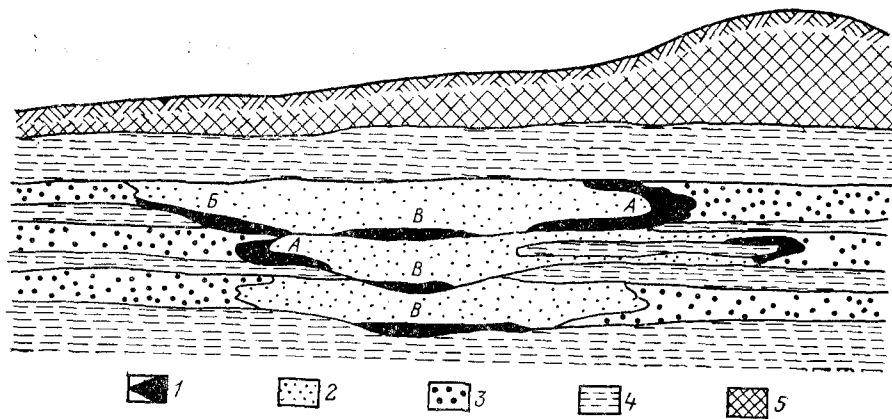


Рис. 1.4. Песчанниковое месторождение урановых руд Хайлэнд, США; типы рудных тел (поперечный разрез):

1 — урановые рудные тела: А — ролловые, В — пластообразные, В — блюдобразные; 2 — песчаник (окислительная обстановка); 3 — песчаник (восстановительная обстановка); 4 — алевролиты и аргиллиты (восстановительная обстановка); 5 — наносы

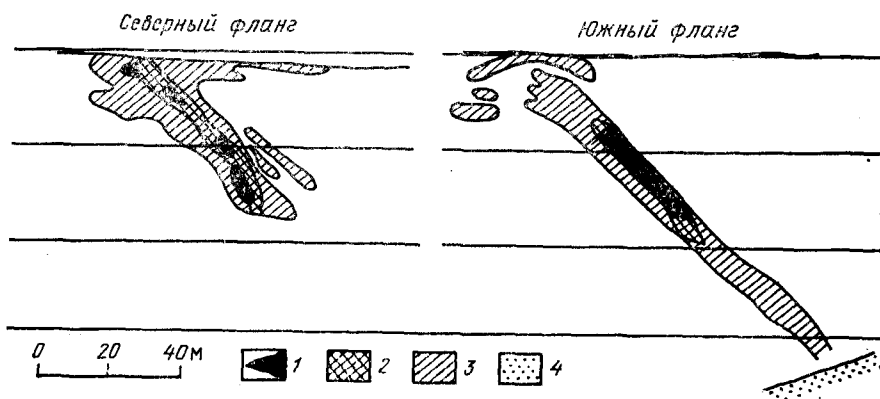


Рис. 1.5. Поперечные разрезы по урановому месторождению Набарлек, Австралия:

1, 2, 3 — содержание урана соответственно 8,5; 1,7—8,5 и 0,085—1,7 %; 4 — долерит

**Песчанниковые месторождения** относятся к наиболее распространенным месторождениям по числу, запасам и степени освоения.

Месторождения песчанниковых руд встречаются как в виде достаточно больших пластообразных рудных тел со сплошной минерализацией, залегающих согласно с вмещающими породами, так и в виде небольших рудных тел, залегающих и на одном, и на нескольких горизонтах. Часто рудные тела имеют форму роллов (рис. 1.4).

Размеры разрабатываемых рудных тел достигают нескольких сотен метров. В том случае, когда рудные тела следуют одно за другим, образуя как бы цепочку, подобные рудоносные зоны протягиваются на километры. Такая крупнейшая зона, как Амброзия-Лейк (США), имеет длину 15 км при ширине 1,5 км. Мощность рудных тел изменяется в широких пределах — от 0,6 до 15—30 м. Глубина залегания песчанниковых месторождений — десятки и даже сотни метров.

В конце 70-х годов в США в эксплуатацию стали вводить месторождения, залегающие на глубине 1000—1200 м. Содержание урана в рудах самое разнообразное — от бортового до 0,42 % (на отдельных участках встречаются руды и с гораздо более высоким содержанием).

Запасы урана в песчанниковых месторождениях пока считаются высокими, а в США в этих месторождениях сконцентрированы практически все промышленные запасы. Прошлая и текущая добыча руды из них делится примерно поровну между подземным и открытым способами разработки.

**Жилообразные или метасоматические месторождения** приобрели широкую известность в последние десятилетия в связи с открытием в Канаде и Австралии крупных месторождений этого типа. Это большие крутопадающие рудные тела (рис. 1.5 и 1.6) либо со сплошным оруденением (Набарлек, Австралия), либо с оруденением, избирательно пропитавшем породы в зонах сдвига (Рэнджер в Австралии, Рэббит-Лейк и Ки-Лейк в Канаде).

Размеры рудных тел: мощностью — от нескольких сантиметров до 100 м, протяженностью — сотни метров, глубиной распространения — до 150 м. Среднее содержание урана 0,2—0,35 %, но на некоторых участках оно достигает даже десятков процентов.

В Канаде и Австралии жилообразные месторождения разрабатывают или будут разрабатывать открытым способом. В последнее время появились предложения о замене открытых горных работ подземными, что связано в основном с требованиями охраны окружающей среды.

**Жильные месторождения** в отличие от жилообразных относятся к месторождениям магматического (гидротермального) происхождения. Разработкой месторождений этого типа сначала на радий, а затем и на уран в сущности и было положено начало освоению урановых месторождений.

По условиям образования различают два основных вида жильных месторождений: полиметаллический, в котором урану (торий-содержащему ураниниту) сопутствуют кобальт, никель, висмут, серебро или медь, и монометаллический (минерализация представлена лишь уранинитом). Мощность рудных тел изменяется от сантиметров до нескольких метров, размеры по простиранию — от десятков до сотен метров, по падению — 1 км и более. Содержание урана изменяется в широких пределах — от 0,1 до десятков процентов. Особенно богаты сплошные (штуфные) руды.

Жильные месторождения разрабатывают главным образом под-

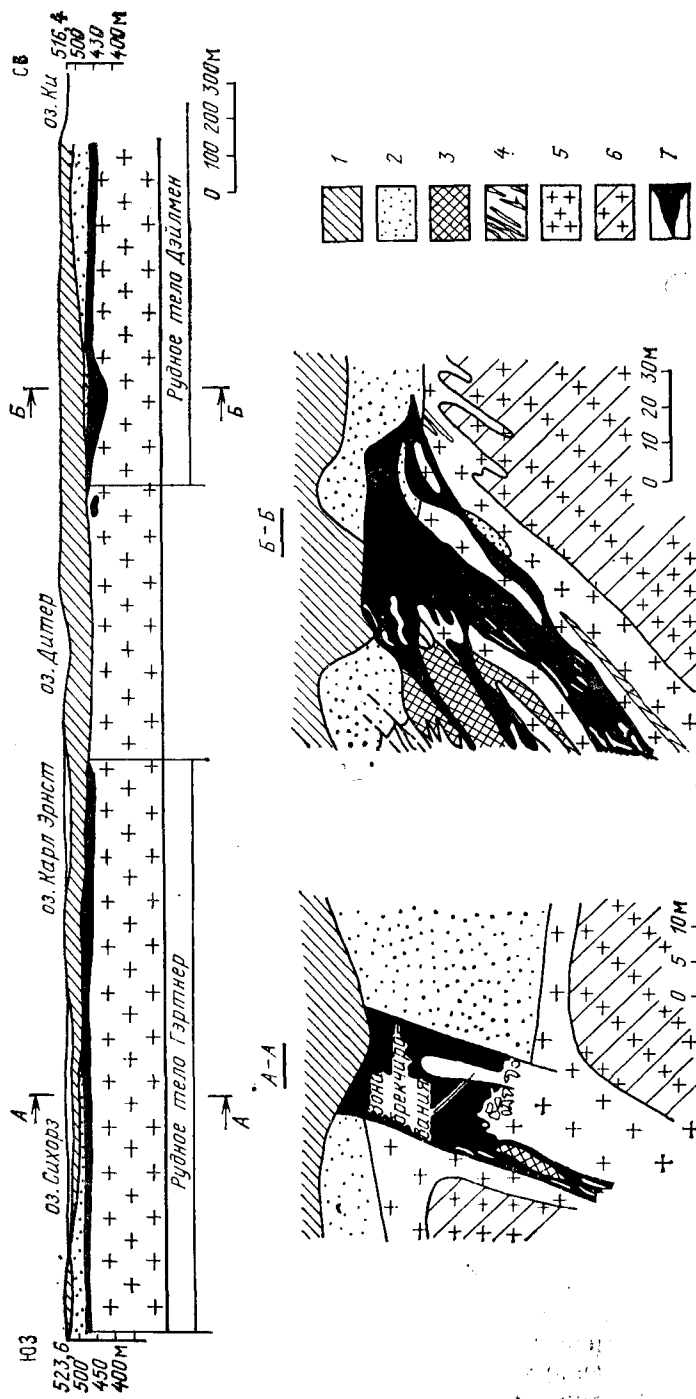


Рис. 1.6. Продольный и поперечный разрезы по урановому месторождению Ки-Лейк (Канада): 1 — четвертичные отложения; 2 — песчанки Атабаски; 3 — пегматиты; 4 — графитовые сланцы; 5 — реголит, милонит; 6 — блохитовый гнейс; 7 — рудное тело

Рис. 1.7. Внутринтрузивное урановое месторождение (типа месторождения Россинг в Намибии): 1 — аляскит с рассеянной урановой минерализацией; 2 — вмещающие породы

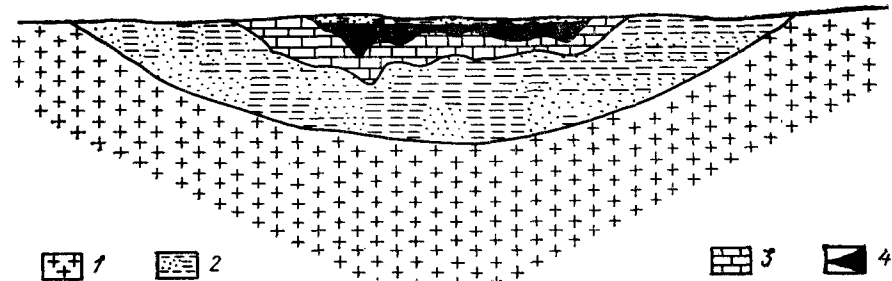
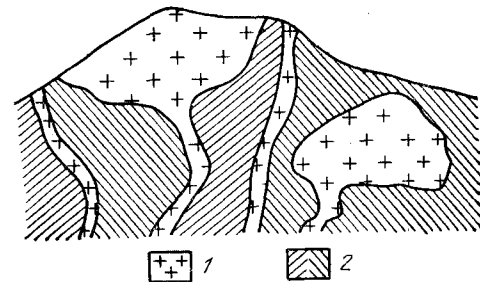


Рис. 1.8. Калькритовое урановое месторождение (типа месторождения Гиллири в Австралии):

1 — фундамент; 2 — глинисто-песчанистые отложения; 3 — калькриты; 4 — рудное тело

земным способом, но во Франции, например, разработку ряда рудных тел начинали с поверхности.

**Внутринтрузивные или порфировые месторождения** — это месторождения в первичных породах кислого состава — разнообразных гранитах (к ним отнесены также некоторые пегматиты). Месторождения этого типа вошли в классификацию промышленных руд благодаря эксплуатации всего лишь одного месторождения — месторождения Россинг в Намибии (рис. 1.7). Этим как бы отмечается потенциальная важность подобных месторождений в обеспечении ядерной энергетики ураном. При содержании урана на один-два порядка ниже, чем в других промышленных месторождениях, внутринтрузивные месторождения почти равны им благодаря сосредоточению в них больших запасов урана. Месторождение Россинг, например, при среднем содержании металла 0,03—0,04 % имеет запасы его не менее 100 тыс. т.

**Калькритовые месторождения** по своим особенностям примыкают к осадочным — конгломератовым месторождениям (рис. 1.8). Это сцементированные известью приповерхностные отложения гравия. Осаждение урана в калькритах происходит неравномерно, поэтому калькритовые месторождения могут представлять собой ряд изолированных друг от друга линз. Могут образовываться и

Таблица 1.7. Соотношение запасов промышленных урановых месторождений различного типа

Тип месторождений	Доля в общих запасах, %	Содержание урана в руде, %	Запасы месторождений, тыс. т урана
Конгломератовые	20,2	0,01—0,15	5—150
Песчанниковые	40,5	0,05—0,3	0,1—40
Метасоматические	21,5	0,3—2,5	5—200
Жильные	7,1	0,1—2,5	0,5—10
Внутримагматические	7,1	0,002—0,05	10—100
Калькредовые	3,6	0,05—0,3	0,1—40

рудные тела с центральным обогащенным ураном ядром и постепенно уменьшающимся содержанием урана к периферии залежи.

Месторождения калькредового типа — это самые молодые урановые месторождения. Они образуются и поныне в аридных, в основном пустынных районах Земли. Их можно искать не только в Австралии, где было найдено самое первое и самое крупное месторождение такого типа — месторождение Йилирри (запасы металла 40 тыс. т, среднее содержание урана 0,13 %, протяженность около 6 км, средняя ширина около 500 м, мощность около 8 м), но также в Африке, Северной и Южной Америке, на южных территориях Азии.

В табл. 1.7 приведены характеристики основных источников урана — промышленных месторождений шести описанных типов в капиталистических и развивающихся странах [15].

### 1.3. Геоморфологические и горнотехнические особенности разработки месторождений радиоактивных руд

Прогрессирующее снижение качества добываемых руд является следствием вовлечения в разработку все более бедных месторождений, усложнения геоморфологических параметров месторождений руд цветных, редких и радиоактивных металлов, общего ухудшения горнотехнических и горногеологических условий их эксплуатации ввиду истощения богатых месторождений, залегающих в благоприятных условиях.

Современное изменение условий разработки месторождений может быть проиллюстрировано на примере истории развития добычи радиоактивных руд. В конце 40-х годов основным источником урановых руд были гидротермальные жильные месторождения со средним содержанием урана более 1 % при изменении его в пределах от 0,3 до 2,5 % и выше, которые обеспечивали до 92 % потребностей в уране капиталистического рынка. В 50-е годы резко возросло значение золотоносных конгломератов ЮАР и ураноносных конгломератов Канады. Запасы урана в рудах месторождений этого типа достигли в 1955 г. 75 % всех запасов капита-

листического мира, запасы в осадочных породах составили 15 %, а в жильных месторождениях всего лишь около 10 %. В конце 50-х — начале 60-х годов ураноносные конгломераты и песчаники, содержащие около 90 % запасов, обеспечивали около 80 % добычи урана, а магматогенные месторождения (пегматитовые, скарновые, гидротермальные) — только 10 % запасов и лишь 20 % добычи. Содержание урана в рудах разрабатываемых месторождений в основном не превышало 0,3 %. В частности, среднее содержание урана на рудниках, разрабатываемых в США, снизилось с 0,23 % в 1966 г. до 0,15 % в 1976 г. и до 0,118—0,120 % в 1981 г. при одновременном снижении коэффициента извлечения на ГМЗ соответственно с 95 до 93 и 91,5 %.

Из анализа данных МАГАТЭ по запасам урана в различных типах месторождений (см. табл. 1.7) и данных по их удельному весу в мировой добыче следует, что, за исключением жильных и штокверковых месторождений (удельный вес которых колеблется от 6 до 10 %, а среднее содержание составляет около 1 %), среднее содержание в других урановых рудах мира, на 90—94 % определяющих объем добычи, составляет всего лишь 0,086 %.

Следует еще отметить, что большая часть урана земной коры сосредоточена в неурановых минералах в форме изоморфного замещения в них тория, циркония и других элементов. Изучение характера распределения урана в рудах показывает, что связь между его содержанием и количеством руды удовлетворительно аппроксимируется логарифмически нормальным законом: десятикратное уменьшение содержания сопровождается примерно трехсоткратным возрастанием количества руды. Согласно этому наибольшее количество запасов сосредоточено в рудах и породах с весьма низким содержанием урана, например в сланцах с содержанием урана 0,003—0,006 %.

Для получения требуемых количеств металлов в условиях постоянного снижения их содержания в рудах необходимо систематически увеличивать объем добычи руд. В результате этого в настоящее время при среднегодовых темпах развития добычи твердых полезных ископаемых 3—5 % объем добываемой горной массы удваивается каждые 10—12 лет.

Для месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов характерно усложнение их промышленных типов при все более значительной концентрации запасов в относительно бедных сложноструктурных месторождениях.

Помимо концентрации металлов в относительно бедных и бедных рудах, характерной чертой частотных распределений содержания металла в рудах для большинства сложноструктурных месторождений цветных, редких, радиоактивных и благородных металлов являются их резко выраженная асимметрия и полимодальность (рис. 1.9).

В основе такого асимметричного закона распределения с модой, смещенной от центра симметрии, лежит физическая картина процессов фильтрации и диффузии термальных рудоносных раст-

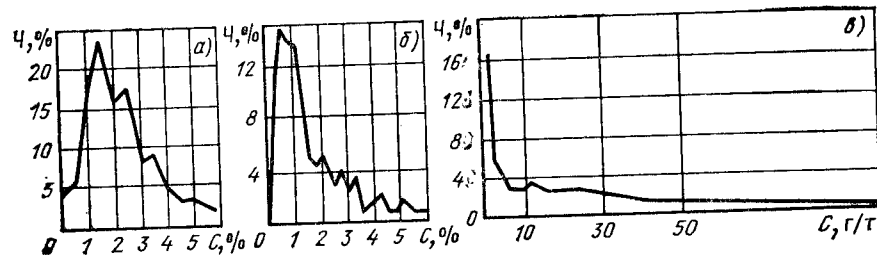


Рис. 1.9. Характерные функции распределения металлов в рудах сложноструктурных месторождений:

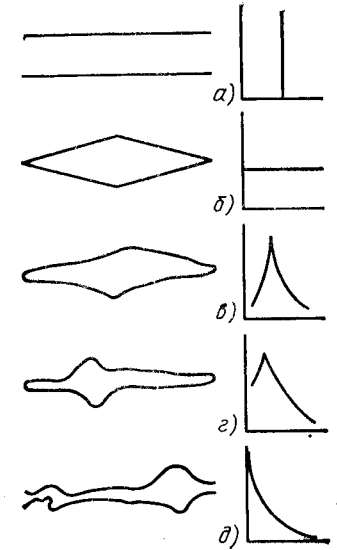
а — меди; б — свинца; в — золота

воров, характерная для генезиса большинства месторождений цветных и радиоактивных руд, существенно определяемого трещиноватостью массива горных пород, в котором эти процессы протекают. Это достаточно полно подтверждается практикой наблюдения за распределением содержаний урана в рудах, когда максимум содержаний характерен именно для зон максимальной трещиноватости, тогда как по мере снижения трещиноватости содержание урана в руде падает. Таким образом, с физической точки зрения наиболее подходящим вероятностным законом распределения содержаний в рудах следует считать распределение Лапласа — двухстороннее экспоненциальное распределение. Однако практически ввиду нестационарности процессов пространственного распределения металлов в недрах, влияния на него как объективных (перераспределение содержаний, вторичные процессы и др.), так и субъективных факторов (система наблюдений, направление изменчивости руд, точка отсчета, плотность разведочной сети и др.) форма природного распределения содержаний металла имеет более сложный асимметричный экспоненциальный характер, чем тот, что описывается функцией Лапласа. Результаты исследований показывают, что для простых в структурном отношении месторождений, для которых характерно линейное изменение концентрации полезных компонентов вдоль профиля наблюдений, частотные распределения могут быть описаны равномерным законом. Если же изменение концентрации полезных компонентов следует логарифмической зависимости, что характерно для руд цветных, редких и радиоактивных металлов, то вероятностные характеристики его описываются экспоненциальным распределением. Изменение формы этих распределений, проявление модальности есть следствие влияния факторов неоднородности и структурной изменчивости недр, существенно определяемой тектоническими нарушениями различного порядка. Выявление закономерностей и вероятностных свойств тектонических полей сложноструктурных месторождений является решающим фактором в познании закономерностей локализации этих месторождений.

Наряду с пространственным изменением содержания металла

Рис. 1.10. Характерные формы рудных тел и функции распределения мощностей (по В. В. Богацкому):

а — пласт; б — симметричная линза; в — линзовидная залежь; г — вогнутая линза; д — чечевидная линза



для сложноструктурных месторождений характерно и экспоненциальное изменение геометрических параметров оруждения. В целом формы рудных тел и кривые распределения их мощностей достаточно полно могут быть описаны для простых месторождений пятью вероятностными функциями (рис. 1.10). Тогда как для сложноструктурных месторождений, представляемых, как правило, свитой сближенных или удаленных друг от друга рудных тел различной мощности и простирающихся, вероятностные функции их распределения носят более сложный характер: для относительно простых и мощных рудных тел — экспоненциальное распределение с модой, смещенной вправо от центра симметрии; для рудных тел средней мощности — экспоненциальное распределение с модой, совпадающей с центром симметрии, и для маломощных сложноструктурных рудных тел — экспоненциальное распределение с модой, смещенной влево от центра симметрии.

Таким образом, в целом для сложноструктурных месторождений руд цветных, редких и радиоактивных металлов плотность распределения содержаний и пространственных параметров рудных тел описывается сложными экспоненциальными функциями, являющимися, очевидно, композицией нескольких более простых экспонент. Форма кривых частотных распределений исследуемых величин отражает при этом нестационарный и аperiodический характер рудопоявлений сложноструктурных месторождений и в значительной степени определяется параметрическими свойствами системы наблюдений.

На основании соображений, представленных выше, для сложноструктурных месторождений в целом следует признать наиболее вероятным экспоненциальное распределение рудных тел по мощности — с преобладанием маломощных рудных тел (рис. 1.11, а), простирающихся — с преобладанием коротких рудных тел небольшой протяженности (рис. 1.11, б), содержанию — как это определено выше, главным образом низкому (рис. 1.11, в), углу падения — преимущественно крутому (75—85°) (рис. 1.11, г). Как следствие этих закономерностей для таких месторождений характерно преобладание дисперсии распределения мощности над средней мощностью и одновременно преобладание среднего содержания над дисперсией содержания.

Технологической особенностью разработки таких сложнострук-



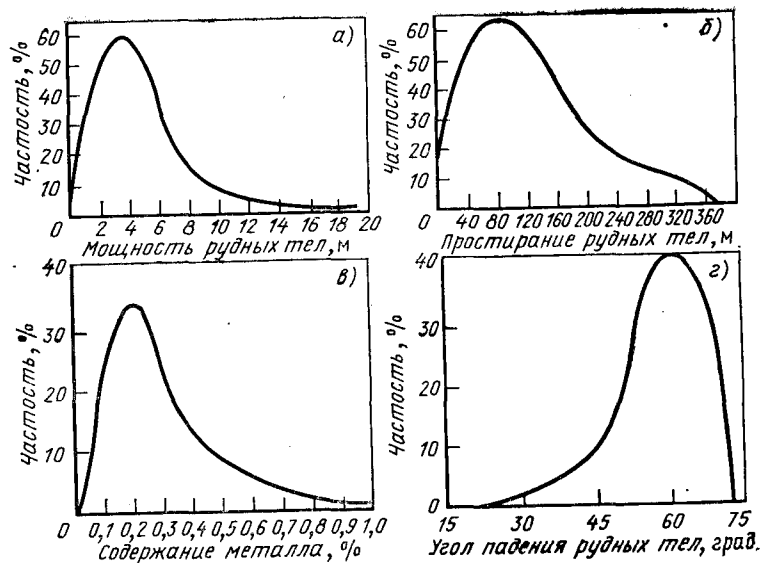


Рис. 1.11. Характерные экспоненциальные функции распределения морфологических параметров сложноструктурных месторождений:  
 а — по мощности; б — по простиранию; в — по содержанию металла; г — по углу падения рудных тел

турных месторождений являются высокий выход вмещающих пород, значительное разубоживание полезных ископаемых и возможное вследствие этого загрязнение окружающей среды.

#### 1.4. Технологические особенности современной уранодобывающей промышленности

Разработка урановых месторождений в принципе не отличается от разработки месторождений любых других полезных ископаемых. Освоение разведанных урановых месторождений (строительство рудников или горно-металлургических комплексов) определяется:

1. Спросом на уран.
2. Содержанием урана, в том числе совместно с сопутствующими ему ценными металлами в руде. Наличие богатых руд — основа успеха любого горного предприятия, ими компенсируются малопродуктивная добыча, высокая трудоемкость работ, стимулируется преодоление сложных горногеологических условий и трудностей экономико-географического порядка.
3. Производственной мощностью предприятия. Высокая мощность улучшает экономические показатели предприятия, так как большой поток руды при использовании крупного оборудования и методов валовой выемки приводит к снижению себестоимости

единицы продукции. При высокой производительности возможно вовлечение в эксплуатацию месторождений низкосортных руд, например порфирирового типа. В последние годы в связи с развитием геотехнологических методов разработки и усовершенствованием малогабаритных передвижных гидрометаллургических заводов в эксплуатацию может быть вовлечено практически любое месторождение.

4. Возможностью перевозки руды (концентрата, производственного раствора или пульпы) от поставщика к потребителю. Обычно транспортировка повышает стоимость продукции не менее чем на 20%. Лучшие виды перевозки — железнодорожный или морской транспорт. При подземном и кучном выщелачивании более удобным считается гидротранспорт, когда транспортируется главным образом производственный раствор.

5. Отдаленностью месторождения от промышленных центров, условиями жизни рабочих, резервами рабочей силы. Большинство урановых месторождений находится в малоосвоенных или неосвоенных районах, и поэтому этот фактор играет немаловажную роль.

6. Климатическими условиями. Этот фактор действует особенно неблагоприятно в период строительства. Разработка месторождений в районах Крайнего Севера и в Антарктиде, очевидно, будет наиболее неблагоприятна, но здесь может быть заимствован опыт у других отраслей горной промышленности и нефтегазовиков.

7. Характером залегания или горногеологическими условиями месторождений, но при этом любой геологический район с наличием богатых залежей может считаться пригодным для строительства горных предприятий.

8. Экономической эффективностью гидрометаллургического передела. Как правило, более богатые руды дают возможность экономить значительные суммы на эксплуатационных расходах и транспорте.

9. Возможностью извлечения многих компонентов из комплексных руд, например урана при разработке золотых, медных, фосфатных и других руд, а также при добыче горючих сланцев, углей и торфа.

10. Возможностью складирования пустых пород, хвостов гидрометаллургического передела и стоимостью рекультивации земель. Эти факторы оцениваются с точки зрения удорожания продукции, в некоторых случаях под их действием могут даже приостанавливаться горные работы.

Все сказанное может быть отнесено к освоению месторождений любых полезных ископаемых. Сходно решаются и вопросы, непосредственно связанные с разработкой урановых месторождений: вскрытие, подготовка, выбор систем разработки, выбор нужного оборудования, вентиляция и пр. — при подземной разработке; выбор систем разработки, добычного и транспортного оборудования, метода рекультивации нарушенных земель и пр. — при открытой разработке.

В то же время разработка месторождений радиоактивных руд характеризуется некоторыми технологическими особенностями. Прежде всего это ограниченность концентрированных запасов урана в недрах и сравнительно малые размеры большинства урановых месторождений. Как следствие этого фактора — ввод в эксплуатацию многих мелких месторождений.

Эта практика и по сей день характерна для уранодобывающей промышленности США и отчасти Франции. На многих мелких месторождениях пытаются создать урановую промышленность и другие капиталистические и развивающиеся страны, например Испания, Португалия, Бразилия, Мексика, Аргентина.

По годовой производительности (тыс. т/год) (по руде) урановые карьеры и рудники подземной добычи можно разделить на следующие классы [12]:

	Карьеры	Рудники
Мелкие . . . . .	До 100	До 20
Небольшие . . . . .	100—500	20—50
Средние . . . . .	500—1000	50—250
Крупные . . . . .	1000—5000	250—1000
Очень крупные . . . . .	Свыше 5000	Свыше 1000

Карьерами первых трех классов располагает главным образом урановая промышленность США и Франции, карьерами средними и крупными — США, Нигер, Габон, а в ближайшие годы они появятся в Австралии и Канаде. Из очень крупных карьеров в настоящее время известен лишь один — Россинг в Намибии, если не считать медно-железо-урановый рудник Палабору в ЮАР. Годовая его производительность по руде (15—18 млн. т) сравнима с производительностью крупнейших железорудных карьеров.

Рудники первых трех классов распространены главным образом в США и Франции, причем в США мелкие рудники имеют наибольший удельный вес. Большие и сверхбольшие рудники построены в Канаде (в настоящее время действуют четыре рудника) и ЮАР (в этой стране мощность рудников определяется производством золота, а не урана).

В СССР основной объем урановых руд добывается подземным способом. Открытая разработка осуществляется в районах малоплодородных земель, в аридных зонах и т. п., где горные работы не сильно влияют на прилегающие территории.

Второй специфической особенностью месторождений радиоактивных руд, за исключением некоторых месторождений пластообразного типа, является весьма сложная морфология рудных тел как по простиранию, так и по падению, с ответвлениями, пережимами, раздутиями и неравномерностью контуров оруденения (см. разд. 1.3). Эта особенность усложняет разведку большинства из них с необходимой полнотой, из-за чего запасы урановых месторождений почти всегда относятся к низшим категориям. В связи с этим проектирование горных предприятий на базе урановых

месторождений связано с риском в установлении оптимальной мощности предприятий и сроков их существования.

Сложные морфологические особенности урановых месторождений обуславливаются необходимостью постоянного уточнения контуров оруденения в процессах эксплуатационной разведки при подготовке, нарезке и производстве очистных работ. Эксплуатационная разведка при очистных работах осуществляется путем радиометрического опробования рудных тел по шпурам и скважинам.

Третьей специфической особенностью подземной разработки месторождений радиоактивных руд является применение таких систем разработки и такого порядка выемки запасов, при которых на рудниках суммарная площадь рудных (эманлирующих) обнажений не повышалась бы против расчетной, а в рабочих блоках не задерживалась надолго отбитая руда. Обычно легче выполняется второе условие, первое же выполнить сложнее, поскольку при ряде систем при прямом порядке отработки запасов и работе на нескольких этажах избежать постоянного увеличения рудных обнажений затруднительно.

Важной технологической особенностью разработки урановых руд является необходимость их селективной в отдельных случаях выемки. Она обеспечивает поддержание максимальной эффективности разработки, благодаря исключению из добычи и последующей переработки излишних объемов горной массы. Использование при этом забойной и поверхностной радиометрической сортировки руд существенно повышает их качество, благодаря удалению хвостов с отвальным содержанием и роста содержания урана в перерабатываемой руде, что повышает коэффициент его извлечения из руд.

Особенностью подземного способа разработки радиоактивных руд является также полевая подготовка этажей, панелей, рудных тел, в целом месторождений, призванная в основном обеспечивать подачу свежего воздуха, незагрязненного продуктами распада радона, и позволяющая существенно улучшить эксплуатацию месторождений. Например, при ней легче осуществляется дренаж обводненных месторождений, более свободен порядок отработки этажей, полевые выработки менее подвержены влиянию горного давления.

Для разработки месторождений радиоактивных руд уже сегодня характерны возникновение и необходимость решения целого ряда таких горнотехнических проблем, которые перед другими отраслями горнодобывающего производства встанут лишь через десятки лет: освоение больших глубин, проветривание на глубоких горизонтах, борьба с горными ударами, широкое применение твердеющей закладки, высокая концентрация горных работ и др. Ниже приведены те общие тенденции развития горно-металлургического производства, которые за последние годы выдвинули уранодобывающую промышленность в число передовых как в технологическом, так и в техническом отношении.

1. Быстрое освоение месторождений (от 5—6 до 2—3 лет), достигаемое путем сокращения сроков их промышленной оценки и совмещения во времени детальной разведки, проектирования, вскрытия месторождений и строительства рудников.

2. Бесступенчатое вскрытие (и подготовка) месторождений на всю или значительную глубину их залегания, с организацией очистных работ одновременно в двух-трех каскадах, объединяющих 3—5 этажей, обеспечивающее быстрое освоение проектной мощности с использованием наиболее эффективных способов транспортировки и первичной переработки руды (например, дробления руды под землей и гидроподъема ее на поверхность).

3. Переход от стволов с клетьевым подъемом к стволам со скиповым подъемом, к наклонным стволам (наклонным съездам), обеспечивающим выдачу руды на поверхность с помощью автотранспорта и конвейеров.

4. Бурение вертикальных стволов большого сечения и восстающих различного технологического назначения, в подготовке — нарезке блоков наклонными выработками для наиболее эффективно использования самоходной техники.

5. Проходка горизонтальных выработок с использованием машин для бурения диаметром до 3,6 м в породах высокой прочности, в слабых породах — щитовой проходки.

6. Широкий переход от легких буровых машин к многостреловым самоходным буровым машинам для проходческих и очистных работ, оборудованных гидроперфораторами.

7. Массовый переход к использованию самоходной техники в процессах погрузки, доставки и транспортировки горнорудной массы.

8. Непрерывное совершенствование систем разработки на базе новой техники. Твердеющая закладка, самоходное буровое и погрузочно-доставочное оборудование, агрегаты для бурения восстающих, новые схемы подготовки и нарезки очистных блоков, конструктивные изменения систем разработки — все это позволило повысить производительность почти всех систем разработки в несколько раз.

9. Изыскание и внедрение методов безвзрывной выемки твердых руд (выбуривание или вырезание маломощных залежей и жил из вмещающего массива и др.).

10. Максимальное сближение горных работ с переработкой руд, с размещением портативных перерабатывающих установок под землей и выдачей на поверхность лишь концентратов с размещением отходов в выработанных пространствах рудника.

Особенностью технологической цепочки за пределами очистного забоя следует считать контроль руды на РКС (радиометрическая контрольная станция), на которой осуществляются ее разделение по сортам и отсечение из рудного потока объемов с забалансовым содержанием урана.

Из известных методов обогащения в урановой промышленности применяются или могут применяться такие, как разделение руды

по крупности куска, радиометрическая сортировка, гравитационное обогащение, флотация, магнитная сепарация.

Примером обогащения с использованием метода разделения руды по крупности служит практика золотоурановых рудников ЮАР. Добываемый из конгломератовых руд уран связан здесь с цементирующим хрупким материалом, более легко разрушающимся, чем галечниковые включения. Применяя грохочение, получают фракции с содержанием урана почти вдвое выше, чем в исходной руде, а извлечение урана в эти мелкие фракции превышает 90 %.

Радиометрическая сортировка относится к числу эффективных методов. Ее применяют в СССР, Канаде, ЮАР, Франции, Австралии. Разработан ряд радиометрических сортировочных машин, позволяющих с большой эффективностью удалять большую часть пустой породы, прихваченной в процессе добычных работ. Ее утилизация — важнейшая задача безотходного производства.

### 1.5. Техничко-экономические показатели добычи и переработки урановых руд

Определенная ограниченность концентрированных запасов урана в недрах, повышающаяся конъюнктура на урановом рынке и усложнение горно-геологических условий разработки урановых месторождений обуславливают в последние годы стремительный рост цен на уран. Динамика цен на уран (в дол./кг, по курсу доллара 1978 г.) показана ниже:

1978 г. . . . .	95—98
1980 г. . . . .	97—100
1985 г. . . . .	135
1990 г. . . . .	155
2000 г. . . . .	176

Предварительные расчеты показывают, что предельные цены на уран из условий его конкурентоспособности по отношению к другим энергоносителям в будущем могут повышаться до 250 дол./кг [9].

В капиталистических и развивающихся странах в настоящее время для сооружения горно-металлургического комплекса годовой производственной мощностью 850 т урана (в концентрате) с необходимой инфраструктурой требуется от 75 до 150 млн. дол. капиталовложений [11]. Примерно половина из них идет на строительство гидрометаллургического завода, другая половина распределяется поровну между рудником и инфраструктурой.

Эксплуатационные расходы или издержки производства в уранодобывающей и перерабатывающей промышленности, если не учитывать влияния общеэкономических факторов, зависят в основном от горногеологических особенностей месторождений. В конце 70-х годов на известных урановых предприятиях эксплуатационные расходы составляли 10—40 дол./т рядовой руды при открытом способе разработки и 20—50 дол./т при подземной добыче.

Таблица 1.8. Удельный вес различных затрат (в %) в стоимости добычи и переработки урана

Наименование затрат	Открытые работы	Подземные работы
Добыча урановых руд	45—55	50—58
Транспорт	7,5—9,5	6,9—8,9
Переработка руд	27,4—36,8	25,0—37,4
Амортизация капитальных вложений	8,0—10,5	7,5—9,5

При стоимости извлечения  $U_3O_8$  в концентрат около 33 дол./кг примерно 60 % этих затрат связано с добычей руд и лишь 25—35 % — с их переработкой (табл. 1.8). В дальнейшем это соотношение будет расти в сторону повышения удельного веса добычи урана. Себестоимость добычи урана в настоящее время колеблется от 9—12 на карьерах, до 16—18 дол./кг на подземных рудниках.

Существенное значение в снижении затрат на переработку имеет вовлечение в разработку богатых руд, составляющих, как показано выше, около 60 % известных мировых запасов. Повышение содержания в урановых рудах сопровождается повышением коэффициента их извлечения и снижением расходов на переработку, что наглядно может быть представлено практикой работы гидрометаллургических заводов США (табл. 1.9), когда повышение содержания урана в руде в 2,5 раза ведет к повышению его извлечения на 1,8 % и снижению затрат на переработку 1 кг  $U_3O_8$  почти вдвое.

Достаточно высокая разница, существующая между суммарными затратами на добычу и переработку урановых руд и стоимостью урана как на американском, так и на европейском рынке создает ряд объективно благоприятных обстоятельств по дальнейшему вовлечению в отработку все более бедных месторождений, залегающих в сложных геологических условиях, даже несмотря на необходимость повышения при этом затрат на охрану окружающей среды.

Таблица 1.9. Изменение затрат на переработку урана в зависимости от его содержания в руде

Содержание в руде, %	Извлечение урана, %	Содержание в хвостах, %	Расходы на переработку	
			на 1 т руды, дол./т	1 кг урана в концентрате, дол./кг
0,100	94,4	0,0056	3,30	3,90
0,125	95,0	0,0062	3,35	3,10
0,150	95,4	0,0069	3,40	2,60
0,200	95,9	0,0082	3,49	2,00
0,250	96,2	0,0095	3,58	1,70

В то же время значительные структурные отличия сырьевой базы ядерной энергетики от сырьевых баз других горнодобывающих отраслей, где преобладающими (до 70—80 %) остаются открытые горные работы, создают существенные трудности в обеспечении подземных работ горными машинами, средствами труда, усложняют экономику горных работ. Эти обстоятельства обуславливают необходимость реализации принципа максимального приоритета по вовлечению в производство месторождений с более благоприятными условиями по отношению к менее благоприятным при создании безотходных производств с максимальным использованием всего комплекса добываемого сырья.

## Глава 2

### ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ СОВРЕМЕННОЙ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Месторождения радиоактивных руд в большей своей части представлены рудами, содержащими, помимо урана, ряд других элементов, комплексное извлечение которых значительно повышает общую рентабельность их добычи.

Разработка радиоактивных руд — это сравнительно новая отрасль горнодобывающей промышленности, сложившаяся в последние годы в соответствии с потребностями развивающейся ядерной энергетики. В этой отрасли решаются многие неординарные задачи эксплуатации месторождений радиоактивных руд, вытекающие из их технологических особенностей: ограниченности концентрированных запасов урана в недрах, сложной морфологии большинства разрабатываемых залежей, недопустимости больших обнажений рудных массивов и скопления в очистном пространстве значительных запасов отбитых руд по факторам повышенного радоновыделения. Как следствие указанных особенностей, в разработку вынужденно вовлекаются бедные и беднейшие руды, эффективность извлечения которых достигается лишь при условии применения прогрессивных технологических процессов их добычи и комплексной переработки с попутным извлечением ряда ценных компонентов, высокой степени селективности добычи, полевой подготовки месторождений и обеспечения высокой скорости понижения горных работ с соблюдением безопасных условий труда горнорабочих. При добыче радиоактивных руд широко используются современные горнотехнологические методы открытых и подземных горных работ в сочетании с геохимическими методами кучного или подземного выщелачивания руд, направленные в первую очередь на повышение эффективности использования их запасов.

## 2.1. Научные основы эффективного использования недр при добыче радиоактивных руд

Решение проблем эффективного использования недр при разработке месторождений радиоактивных руд в целом существенно не отличается от общих направлений в системном решении этих проблем в других горнодобывающих отраслях. Специфической особенностью здесь является то, что к общему решению задач комплексного использования недр, вовлечения в разработку забалансовых запасов, утилизации отходов обогащения и использования вмещающих пород добавляется необходимость решения задач обеспечения радиационной безопасности окружающей среды.

При комплексном освоении недр (рис. 2.1) приходится решать широкий круг задач, связанных с эксплуатацией как природных, так и техногенных объектов. Не рассматривая здесь таких специфических задач, как эксплуатация запасов глубинных источников вод, глубинного тепла недр, полостей в земных недрах, следует отметить, что освоение месторождений полезных ископаемых при добыче радиоактивных руд открытым, подземным и геотехнологическим способами имеет те же аспекты, что и освоение любых других руд, отличаясь лишь их структурой в зависимости от способов добычи.

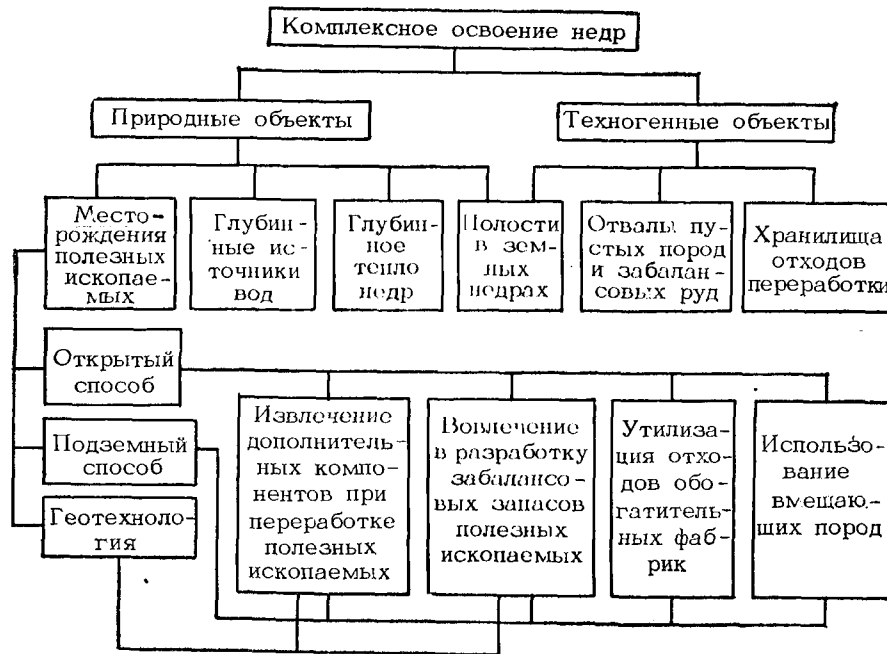


Рис. 2.1. Общая структура проблемы комплексного освоения недр

Так, извлечение дополнительных компонентов при разработке месторождений радиоактивных руд возможно при любом из трех способов их добычи. При этом, как свидетельствует анализ, помимо урана при добыче радиоактивных руд возможно дополнительное извлечение Mo, W, Sc, PЗЭ, Sr, Ag, Au, Cs, Ta и многих других полезных ископаемых, объем которых составляет сотни тысяч тонн. Поэтому их извлечение при переработке полезных ископаемых, добытых из недр горными работами или подземным выщелачиванием, является значительным экономическим резервом повышения эффективности технологии добычи радиоактивных руд.

Вовлечение в разработку забалансовых запасов полезных ископаемых при горных работах определяется на основе экономических критериев и, очевидно, не может превышать некоторых достаточно ограниченных объемов, устанавливаемых как следствие общего решения задачи «затраты — эффект». Однако при подземном выщелачивании, при неизбежности закисления значительных объемов забалансовых руд вследствие технологических особенностей этого способа, вовлечение забалансовых запасов в разработку способствует не только повышению эффективности использования недр, но и существенному приросту запасов (на 15—20%), что обуславливает общее повышение эффективности способа подземного выщелачивания урановых руд.

Проблема утилизации отходов обогатительных фабрик при добыче радиоактивных руд касается лишь горных способов разработки месторождений, так как при подземном выщелачивании таких отходов просто не образуется, как и вмещающих пород. Отходы обогатительных фабрик, которыми обычно являются хвосты радиометрической сортировки руд, обычно утилизируются при кучном выщелачивании урана, а затем, после достижения планового извлечения, хвосты нейтрализуются и могут использоваться в качестве наполнителя для закладки пустот при подземных горных работах. При ведении открытых горных работ такие отходы после их нейтрализации обычно рекультивируются путем перекрытия их глинистым экраном с последующей отсыпкой на него потенциально биологически активных пород, а затем плодородных грунтов.

Проблема использования вмещающих пород, характерная только для горных способов разработки радиоактивных руд, решается на основе достаточно детального и конкретного разделения этих пород по степени их активности. В зависимости от этого образованный из вмещающих пород щебень или другие строительные материалы могут найти свое дальнейшее применение в решении строительных задач (табл. 2.1).

Аналогично решаются и задачи утилизации отвалов пустых пород и забалансовых руд при освоении техногенных объектов. При этом отвалы забалансовых руд чаще всего подвергаются кучному выщелачиванию с получением дополнительной продукции, а после их нейтрализации — используются в закладку. Отвалы же пустых пород после их радиационной оценки могут быть использованы для образования щебня с последующим его использова-

Таблица 2.1. Классификация щебня, образуемого из вмещающих пород месторождений радиоактивных руд, по степени его активности и возможные области его применения

Класс щебня	Эффективная удельная активность ЕРН		Мощность экспозиционной дозы		Область возможного применения
	пКи/г	10 <sup>-8</sup> Бк/кг	мкР/ч	×10 <sup>9</sup> А/кг	
I	Не более 10	Не более 0,37	Не более 20,3	Не более 1,4	В строительстве без ограничений В промышленном и дорожном строительстве в качестве основы для тротуаров, дорог жилых районов с асфальтовым и бетонным покрытием. Для дорог без покрытия вне населенных пунктов. В качестве наполнителя железобетона при строительстве дорог и промышленных объектов (кроме зданий). Для отсыпки железнодорожных насыпей, в гидротехническом строительстве Для дорожного строительства в промышленных зонах вне населенных пунктов, при покрытии их асфальтом или бетоном. Для ограждающих дамб и плотин при условии покрытия внутренних откосов глинистым грунтом, наружных откосов материалом 1 и 2 классов толщиной не менее 0,5 м
II	Свыше 10 до 20 вкл.	Свыше 0,37 до 0,74 вкл.	Свыше 20,3 до 40,5 вкл.	Свыше 1,4 до 2,9 вкл.	
III	Свыше 20 до 60 вкл.	Свыше 0,74 до 2,22 вкл.	Свыше 40,5 до 120 вкл.	Свыше 2,9 до 8,7 вкл.	

нием в строительных целях согласно данным табл. 2.1 или в качестве наполнителя при формировании закладочных смесей.

Более сложно решаются проблемы утилизации отходов переработки радиоактивных руд. Хвостохранилища по своему радиационному воздействию на человека и окружающую среду приближаются к воздействию АЭС. Тонкое измельчение хвостов, многократно повышающее поверхность эмансирования радона из практически полностью сохраненного в хвостах радия, ведет к резкому увеличению радоновыделения из хвостохранилищ. Попытки утилизации хвостов, даже только их песковой фракции в закладку, с захоронением шламовой фракции, пока не увенчались успехом, так как потребности воздуха для проветривания рудников значительно возрастают, повышая расход электроэнергии и не гаран-

тируя радиационной безопасности горнорабочих, работающих в таких условиях.

Таким образом, общее решение проблем комплексного освоения недр при добыче радиоактивных руд, даже осложненное необходимостью решения вопросов радиационной безопасности, позволяет существенно повысить эффективность функционирования как карьеров и рудников, так и предприятий подземного выщелачивания.

В настоящее время карьеры, рудники и полигоны подземного выщелачивания по добыче радиоактивных руд — это крупные высокомеханизированные предприятия, которые по своим основным техническим и технологическим параметрам, производительности труда забойной группы работающих не уступают, а в отдельных случаях и далеко превосходят передовые отечественные и зарубежные предприятия по добыче руд других горнодобывающих отраслей. При этом важнейшей особенностью функционирования уранодобывающих предприятий является повышенное внимание к эффективному использованию руд при снижении их потерь и разубоживания ввиду высокой стоимости сырья при ограниченных его запасах в недрах.

## 2.2. Современная технология открытой добычи радиоактивных руд

При разработке месторождений радиоактивных руд удельный вес открытых горных работ небольшой и продолжает снижаться в связи с ужесточением требований к охране окружающей среды.

Характерной особенностью современного состояния и дальнейшего развития открытых горных работ является сохранение разрыва между ограниченной технической производительностью бурового и экскаваторно-транспортного оборудования и высокой общей производительностью предприятия по горной массе, что ведет к деконцентрации горных работ по горизонталю и забоям. Так, производительность современных шарошечных буровых станков (7500—100 000 м<sup>3</sup> в станкосмену по обуренной горной массе) значительно превышает производительность погрузочно-транспортных машин, достигающую 3000—3200 м<sup>3</sup> в машиносмену. С одной стороны, такое положение создает ряд объективно благоприятных условий для экономически эффективной опережающей подготовки запасов взорванной горной массы на карьерах, что является одним из обязательных условий разработки и внедрения прогрессивных поточных и циклично-поточных схем производства горных работ, но, с другой стороны, ведет к неизбежности многозабойной, а следовательно, и многоуступной организации работ при их деконцентрации в целях более полной загрузки оборудования.

Выходом из этого положения является применение высокопроизводительного погрузочно-транспортного оборудования непрерывного действия, сокращающего количество забоев по карьере с 15—20 до 2—3, что ведет к высочайшей концентрации горных работ,

сокращению числа горизонтов, находящихся в одновременной разработке, повышению ширины площадок, сохранению области применения высокоэффективного многорядного короткозамедленного взрывания.

Однако это требует и соответствующей перестройки технологии и организации открытых работ для удовлетворения тех требований, которые диктует их высокая концентрация. Прежде всего это — существенное изменение параметров систем разработки, учитывающее три основных элемента: повышение высоты обуриваемого и взрываемого уступа; изменение высоты разрабатываемого уступа, кратного высоте уступа взрываемого, с установкой оборудования на взорванной горной массе; независимое ведение буровых, взрывных и погрузочно-транспортных работ, достигаемое на основе применения технологии взрывных работ с сохранением геологической структуры массива, в том числе и технологии взрывания под предварительно взорванным слоем, оставляемым по подошве разрабатываемого уступа.

Повышение высоты обуриваемого и взрываемого уступа при использовании технологии взрывания с сохранением геологической структуры массива позволяет, помимо повышения концентрации горных работ, отделить операции подготовки горной массы в пространстве и времени от операций погрузки и транспортировки, обеспечивая при этом равномерное дробление горной массы при достижении минимального коэффициента разрыхления, создавая тем самым необходимые условия для раздельной выемки пород и руд по сортам при минимальных показателях потерь и разубоживания.

Повышение высоты обуриваемого и взрываемого уступа как элемента системы разработки обуславливает необходимость соответствующего изменения параметров экскаваторов (высоты черпания, вместимости ковша), а следовательно, и грузоподъемности автосамосвалов, трех-четырёхкратной вместимости ковша.

При открытой разработке месторождений радиоактивных руд широкое применение нашла эффективная поточная технология вскрышных работ с использованием роторных комплексов производительностью от 1000 до 5000 м<sup>3</sup>/ч при работе на внутренние или внешние отвалы, что позволяет вести рентабельную добычу урановых руд при коэффициенте вскрыши до 50—60 м<sup>3</sup>/т и выше. При разработке крепких вмещающих пород применяется их предварительное взрывное рыхление, что повышает производительность комплексов по сравнению с экскавацией неразрыхленных пород в 1,5—2 раза при снижении себестоимости на 20—60%. Эффективным средством снижения стоимости транспорта при вскрытии и разработке глубоких горизонтов на таких карьерах является применение насыпных транспортно-отвальных перемычек, возводимых перпендикулярно фронту очистных работ и соединяющих вскрышные и добычные уступы с ярусами внутренних отвалов, что снижает стоимость транспорта на 25—40%.

При открытой разработке месторождений радиоактивных руд

высокую эффективность дает использование на глубоких горизонтах комбинированного автомобильно-конвейерного или автомобильно-железнодорожного транспорта, когда себестоимость транспортировки по отношению к чисто автомобильному транспорту снижается на 20—25%. Эффективным решением по концентрации горных работ является повышение высоты обуриваемых уступов до 25—30 м, при разделении их в экскавации после взрывания на подступы с установкой оборудования на взорванной горной массе.

Разделение на подступы имеет особо важное значение на очистных работах глубоких карьеров, разрабатывающих сложноструктурные урановые месторождения. Разработка и внедрение при этом технологии взрывания с сохранением геологической структуры рудных тел (залей) при коэффициенте разрыхления 1,05—1,12 ведет к снижению потерь руды в 1,5—2 раза и разубоживания на 40—45%, что обуславливает снижение коэффициента вскрыши, объема перевозок, выхода хвостов обогащения, существенно расширяя границы открытых горных работ.

На морфологически простых осадочных месторождениях радиоактивных руд (см. табл. 1.6) очистные работы ведутся с использованием как роторных, так и ковшовых экскаваторов, оборудованных радиометрическими устройствами, предназначенными для ведения рабочих органов машин по границе пластов и внутризабойной радиометрической сортировки руд.

На сложноструктурных месторождениях (см. табл. 1.6) оборудование радиометрическими датчиками экскаваторов позволяет вести предварительное сканирующее опробование рудных забоев перед их экскаваторной селекцией и в дальнейшем — внутризабойное усреднение руд с их радиометрической сортировкой, что резко снижает потери и разубоживание.

Преимущественно сложноструктурный характер урановых месторождений (см. табл. 1.6), коэффициент рудоносности на которых изменяется от 1,0 до 0,02—0,25, а коэффициент вариации содержаний колеблется от 30 до 200%, обуславливает необходимость разработки и применения при добыче радиоактивных руд специальных технологических схем, направленных на снижение потерь и разубоживания этих высокоценных руд.

Разубоживание руд особенно велико при разработке сложных в морфологическом отношении месторождений, характеризующихся низкими коэффициентами рудоносности (см. табл. 1.6, группы II—V), когда показатели разубоживания достигают 45—50% (рис. 2.2). Разубоживание руд наносит значительный экономический ущерб не только при их добыче, когда в процессы экскавации, транспортировки, складирования вовлекаются излишние объемы горнорудной массы, но и в процессах переработки, когда вследствие обеднения руд падает их извлечение на ГМЗ (см. табл. 1.9). Связанное с разубоживанием излишнее извлечение пустых пород, выделяемых затем в хвосты, помимо экономического ущерба наносит существенный урон окружающей среде, поскольку

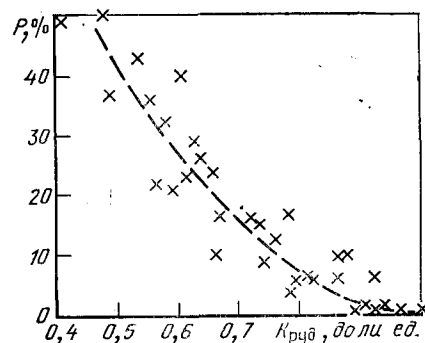


Рис. 2.2. Зависимость разубоживания руд на сложноструктурных месторождениях от коэффициента их рудоносности

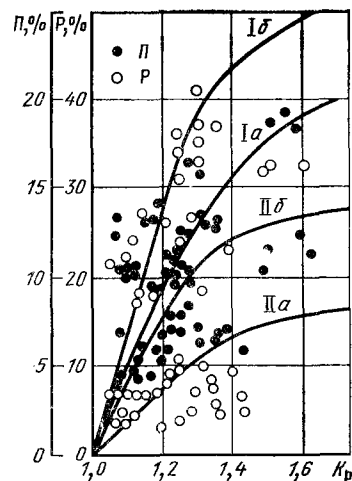


Рис. 2.3. Зависимость потерь и разубоживания руд на открытых горных работах от коэффициента разрыхления взорванной горной массы:  
а — потери; б — разубоживание; I — при  $m/a < 1$ ; II — при  $m/a > 1$

ку требуется выделение более значительных площадей для размещения хвостохранилищ, отрицательное воздействие которых на районы добычи радиоактивных руд показано ниже (см. рис. 3.9).

Основными технологическими процессами, которые определяют показатели потерь и разубоживания руд при открытой разработке сложноструктурных месторождений радиоактивных руд, являются взрывные и погрузочные работы.

Развитие техники и технологии буровзрывных работ, применение современного бурового оборудования, освоение на карьерах технологии многорядного короткозамедленного взрывания, внедрение новых взрывчатых веществ и средств взрывания, успехи в изучении физики взрыва позволили резко улучшить качество дробления горных пород и выдвинуть новую важную проблему взрывания без нарушения первоначальной геологической структуры разрушаемого массива. Практически это означает, что в результате взрыва массив разрушается без нарушения геологической структуры до состояния, позволяющего вести его выборочную экскавацию. Решение этой проблемы не только обеспечивает снижение потерь и разубоживания руд на месторождениях радиоактивных руд, но и позволяет вовлечь в разработку те месторождения, которые по своим технологическим показателям в настоящее время для разработки нерентабельны.

Анализ многочисленных результатов экспериментальных исследований, выполненных на ряде карьеров, показывает, что при разработке сложноструктурных месторождений одним из наиболее важных факторов, обуславливающих величину потерь и разубо-

живания, является коэффициент разрыхления взорванной рудной массы (рис. 2.3).

Так, при валовой отбойке сложноструктурных рудных тел, мощность которых  $m$  существенно ниже или равна характерному расстоянию между буровыми скважинами  $a$ , т. е.  $m/a \leq 1,0$ , а сами рудные тела часто перемежаются пустыми вмещающими породами, потери и разубоживание руд при взрывании на развал с коэффициентом разрыхления 1,4—1,5, что наиболее характерно для взрывов рыхления, достигают соответственно 16—18 и 43—47%.

При валовой отбойке сложноструктурных рудных тел, мощность которых существенно выше характерных расстояний между буровыми скважинами, т. е.  $m/a > 1,0$ , благодаря чему представляется возможность более полно выявить рудные тела в процессе бурения скважин, потери и разубоживание руд при взрывании на развал с коэффициентом разрыхления 1,4—1,5 составляют соответственно 6—8 и 24—28%.

Таким образом, создание технологии взрывания с сохранением геологической структуры сложноструктурных месторождений заключалось в разработке таких методических приемов ведения взрывных работ, которые позволили бы существенно снизить коэффициент разрыхления взорванной горной массы.

Сложноструктурные месторождения радиоактивных руд чаще всего представлены рудными телами в виде гнезд, штокверков, линз с переменной мощностью и крайне неравномерным содержанием металла (см. рис. 1.10, 1.11). Коэффициент рудоносности по отдельным месторождениям колеблется от 0,2 до 0,8, коэффициент вариации содержания металла в контурах рудных тел достигает 150—200% (см. табл. 1.6). Контурные промывленные оруденения, как правило, не имеют видимого отличия от вмещающих пород и устанавливаются лишь по данным геофизического каротажа или пробирного анализа шламовых проб, отбираемых при бурении скважин.

На основании данных опробования документация по залеганию рудных тел во вмещающих породах используется для организации и контроля последующих экскаваторных работ. Это определяет особые требования к выполнению взрывных работ, после которых степени перемешивания и деформации рудных тел в массиве должны быть минимальны.

Степени перемешивания и деформации рудных тел в массиве после взрывания определяются коэффициентом разрыхления. Чтобы снизить степень влияния перемешивания рудных тел на показатели потерь и разубоживания руд в процессе экскавации взорванной рудной массы, используют различные приемы селекции. В связи с этим при открытой разработке месторождений полезных ископаемых практически выполняются три технологические схемы добычи руд, отличающиеся соотношением технологии отбойки и технологии экскаваторной выемки: первая — валовая отбойка с последующей валовой экскавацией; вторая — раздельная



отбойка и последующая раздельная экскавация; третья — валовая отбойка и последующая раздельная экскавация.

**Первая схема** применима по условиям валовой экскавации лишь при разработке относительно простых рудных тел большой мощности с высоким коэффициентом, рудоносности, достигающим 0,8—1,0 (I и II группы, см. табл. 1.6), что в условиях разработки месторождений радиоактивных руд практически встречается крайне редко.

**Вторая схема** наиболее эффективна при разработке рудных тел относительно простой формы и крутого падения, имеющих достаточно четкие визуальные контакты между рудой и вмещающими породами (III группа, табл. 1.6). Раздельную отбойку в этих случаях осуществляют в две стадии: вначале проходят разрезную траншею со стороны висячего бока и на значительном протяжении обнажают рудное тело, а затем уже выполняют его отбойку. При раздельном взрывании особое внимание обращают на расположение скважин в приконтактной зоне. В этом случае потери и разубоживание всецело зависят от точности вынесения контактов, определения угла падения рудных тел, соответствия угла наклона скважин углу падения рудного тела и в значительной степени — от приемов экскаваторной селекции. Наряду с раздельной отбойкой наклонными скважинными зарядами всего рудного массива применяют комбинированное раздельное взрывание, когда наклонные скважины располагают лишь по контуру рудного тела, создавая экран, разделяющий пустые породы и руды, а внутри рудного тела отбойку ведут вертикальными скважинными зарядами с раздельным взрыванием на разрезную траншею.

Раздельная отбойка практически исключается при разработке сложноструктурных месторождений, рудные тела которых имеют крайне неправильную форму с непостоянными элементами залегания (IV и V группы, см. табл. 1.6). В этих условиях наиболее целесообразно применение валовой отбойки с последующей экскаваторной селекцией.

**Валовую отбойку** сложных блоков с последующей экскаваторной селекцией осуществляют обычно при многорядном короткозамедленном взрывании. Поскольку последующее разделение руды по сортам возможно лишь на стадии селективной экскаваторной выемки, то в связи с этим при валовой отбойке рудных тел возникает необходимость максимального сохранения их естественной геологической структуры, критерием изменения которой служит коэффициент разрыхления, составляющий при многорядном короткозамедленном взрывании 1,04—1,08.

На основании широкой промышленной проверки и внедрения технологии взрывания с сохранением геологической структуры массива рекомендуются следующие технологические принципы ведения взрывных работ для подготовки рудной массы к экскавации.

1. Из условий обеспечения наиболее эффективного группового действия зарядов дробления взрывание осуществляют с использо-

ванием многорядного расположения скважин с их числом не менее 7—9 в ряду и 6—8 рядов по глубине массива.

2. В целях экранирования энергии волн напряжения заряды по внутреннему контуру разрушаемого рудного массива взрывают мгновенно, так, чтобы здесь было обеспечено формирование экранирующей преграды, а последующие заряды взрывают через 75, 100, 125, 150 мс и т. д.

3. Глубину скважин по контуру экранирования принимают на 25—30% больше глубины остальных скважин.

4. В целях изменения граничных условий по внешнему контуру разрушения взрывание производят на необработанную горную массу мощностью (1,2—1,5)  $W$  (где  $W$  — линия наименьшего сопротивления первого ряда).

5. Удельный расход ВВ в зарядах мгновенно взрывающегося ряда, предназначенных для формирования экранирующего слоя, повышают на 15—20% против обычного, а в остальных зарядах — снижают на 10—15%.

6. Колонку заряда рассредоточивают на две части: нижнюю — 80% и верхнюю — 20%, размещаемые через воздушный промежуток длиной около 1/3 нижнего заряда ВВ или в двух параллельных скважинах, из которых одна пробурена на всю высоту уступа, а вторая лишь на 1/4 высоты.

7. Критерием сохранности геологической структуры массива служит коэффициент разрыхления, устанавливаемый на основе маркшейдерской съемки развала взорванной горной массы после взрыва, который не должен превышать 1,06—1,16.

Реализация указанных принципов создает надежные научно-технические основы подготовки взорванной горной массы к последующей экскаваторной селекцией.

Широкое промышленное внедрение технологии взрывания с сохранением геологической структуры массива показывает [5], что использование ее позволяет довести коэффициент разрыхления до 1,06—1,08, снизить потери руд в 1,5—2 раза и разубоживание на 30—40%, снизить себестоимость буровзрывных работ на 15—20%. Геофизическими исследованиями скважин, пробуренных вначале по целику, а затем по взорванной рудной массе, установлено, что при взрывании без сохранения геологической структуры массива происходит существенная деформация рудных тел, развал взорванной массы достигает 25—35 м. При взрывании же с сохранением геологической структуры массива первоначальное положение рудных тел в уступе почти полностью сохраняется.

Особенностью валовой отбойки сложноструктурных тел с сохранением геологической структуры массива является возможность ее сочетания с последующей селективной экскавацией руд, которая может осуществляться как горизонтально по фронту горных работ, так и вертикально с разбивкой взорванного уступа высотой 10—20 м на два-три подступа высотой 5—7 м. Когда взрываемый уступ в 2—3 раза превышает по высоте уступ разрабатываемый, технология взрывания с сохранением геологической структуры мас-

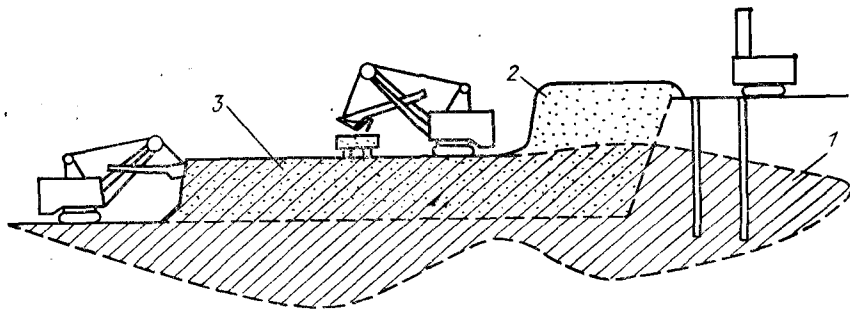


Рис. 2.4. Схема размещения погрузочно-транспортного оборудования на взорванной горнорудной массе с разделением ее на подступы:

1 — рудное тело; 2 — верхний породный подступ; 3 — нижний рудный подступ

сыва наиболее эффективна вследствие возможности размещения погрузочно-транспортного оборудования на взорванной горной массе (рис. 2.4).

Благодаря низкому коэффициенту разрыхления работа экскаваторов, располагаемых на взорванной горной массе, в этих условиях не осложняется потерей устойчивости горных пород, что позволяет осуществлять как вертикальную, так и горизонтальную селективную выемку рудных тел, сохранивших свою первоначальную геологическую структуру, с высокой производительностью и при минимальном перемешивании руд с пустыми породами в процессе движения ковша по траектории копания. Технология взрывания на полную высоту уступа с последующей отработкой его в 2 или 3 добычных подступа обеспечивает наряду с высокой экономической эффективностью самих буровзрывных работ высокую чистоту выемки полезного ископаемого, минимальные потери и разубоживание руд и повышение устойчивости бортов карьера.

В этом случае может быть выделено по крайней мере пять типовых технологических схем производства добычных работ на карьерах при изменении высоты добычного уступа в зависимости от морфологии рудных тел (рис. 2.5).

1. При разработке достаточно простых, но хорошо отличимых рудных тел осуществляется раздельное взрывание руд и пород при их последующей валовой экскавации отдельно по руде и породе без разделения рабочего уступа на подступы (рис. 2.5, а);

2. При разработке недостаточно сложных рудных тел осуществляется их взрывание с сохранением геологической структуры массива, а затем на основе вынесения контуров — раздельная экскавация по руде и вмещающим породам без разделения на подступы (рис. 2.5, б).

3. При разработке сложных рудных тел осуществляется их взрывание с сохранением геологической структуры рудных тел с разделением взрывающего уступа на два подступа с раздельной переэкскавацией руды и вмещающих пород с верхнего на нижний подступ (рис. 2.5, в).

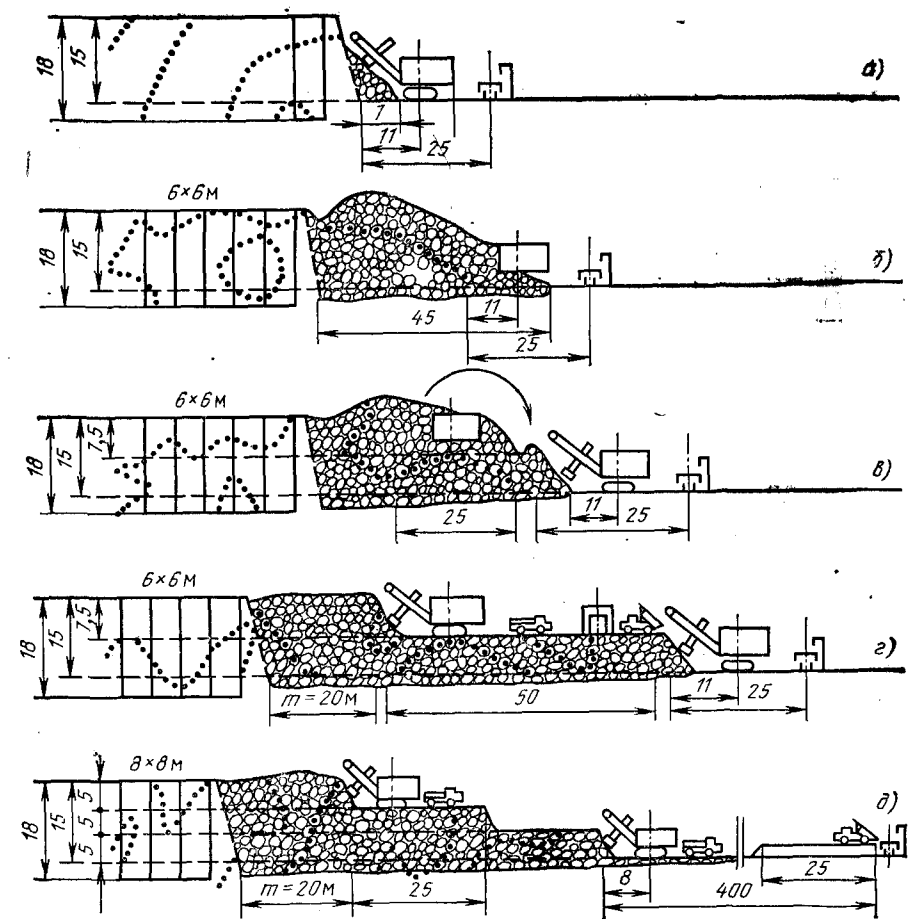


Рис. 2.5. Технологические схемы добычных работ на карьерах (размеры указаны в метрах):

а — при раздельном взрывании и валовой экскавации, без разделения на подступы; б — многорядное короткозамедленное взрывание с раздельной экскавацией, но без разделения на подступы; в — то же, но с разделением на подступы; г — многорядное короткозамедленное взрывание с сохранением геологической структуры массива и разделением на два подступа; д — то же, но при поковшовой сортировке руд и применении экскаватора с меньшей вместимостью ковша

4. При разработке весьма сложных рудных тел осуществляется их взрывание с сохранением геологической структуры массива с разделением в экскавации на два подступа при раздельной экскавации руд и пород и их погрузкой в автосамосвалы с перегрузкой в рудные и породные отвалы (рис. 2.5, г).

5. При разработке особо сложных рудных тел осуществляется их подготовка с использованием технологии взрывания с сохранением геологической структуры массива, а затем экскаваторная селекция с поковшовой сортировкой руд.

Таблица 2.2. Техно-экономические показатели различных технологических схем и способов экскавации

Технологические схемы на рис. 2.5	Морфологическая сложность рудных тел	Способ рыхления	Способ экскавации	Применяемое оборудование	Высота уступа	Коэффициент разрыхления	Потери, %	Разубоживание, %
а	Простые	Раздельное взрывание по одному ряду	Валовый, частично селективный	ЭКГ-8И с ковшом вместимостью 6 м <sup>3</sup> , железнодорожный транспорт	15 м без разделения на подступы	1,35	6,2	25,1
б	Относительно простые	Массовое многорядное на подобранный забой	С раздельной экскавацией руды	То же	То же	1,30	9,9	31,0
в	Сложные	То же	С раздельной экскавацией и переэкскавацией руды на подступы	»	Два подступа по 7,5 м	1,26	6,5	23,4
г	Весьма сложные	Массовое многорядное с сохранением геологической структуры массива	С раздельной экскавацией руды	ЭКГ-8И с ковшом вместимостью 6 м <sup>3</sup> , автомобильный транспорт	Два подступа: верхний 5-7 м, нижний 10-7,5 м	1,08	5,5	22,8
д	Особо сложные	Массовое многорядное с сохранением геологической структуры массива	С раздельной экскавацией руды и ее поковшовой сортировкой	ЭКГ-4б с ковшом вместимостью 4 м <sup>3</sup> , автомобильный транспорт	То же	1,20	3,3	19,3

Таблица 2.3. Показатели внедрения технологии взрывания с сохранением геологической структуры рудных тел и экскаваторной селекции

Номер карьера	Потери руд, %		Разубоживание руд, %		Экономический эффект, млн. руб. год
	при старой технологии	при новой технологии	при старой технологии	при новой технологии	
1	6,6	5,1	23,0	19,8	1,5
2	3,1	1,5	21,4	16,9	1,5
3	6,6	3,8	24,8	20,8	1,6
4	9,0	8,3	20,0	14,0	3,7
5	15,4	2,9	47,6	4,0	0,32

Основные показатели типовых экскаваторных схем приведены в табл. 2.2, из которой видно, что применение схем экскаваторной селекции даже в условиях самых сложных рудных тел позволяет снизить потери руд почти вдвое, а разубоживание в 1,3 раза. Массовое внедрение разработанных технологических схем взрывания с сохранением геологической структуры рудных тел в сочетании с указанными типовыми технологическими схемами экскаваторной селекции позволило получить на карьерах по добыче редких и радиоактивных руд экономический эффект более 8,6 млн. руб. (табл. 2.3).

Особую переходную область ведения горных работ на месторождениях радиоактивных руд представляет одновременное совмещение производства открытых и подземных горных работ, успешно осуществляемое на некоторых месторождениях при высочайшей концентрации производства. Такая технология ведения горных работ предъявляет особые требования к сейсмобезопасности взрывных работ, устойчивости бортов и подземных камер, тщательной закладке выработанных пространств твердеющей смесью, строгому соблюдению установленных расстояний между наступающим очистным фронтом открытых и отступающим фронтом подземных работ при регламентации параметров подкарьерного целика.

Обеспечение длительной устойчивости бортов карьеров достигается оптимизацией направлений их углубления при длительной консервации бортов, подлежащих выемке в последнюю очередь, а также применением различных инженерных методов укрепления пород бортов.

### 2.3. Современная технология подземной добычи радиоактивных руд

Современные уранодобывающие подземные рудники — это крупные высокомеханизированные предприятия, успешная деятельность которых в значительной степени зависит от уровня решения трех важнейших научно-технических проблем — концентрации горных работ, комплексной механизации основных и вспомога-

тельных технологических процессов и уровня научной организации труда горнорабочих. В этом направлении можно отметить целый ряд технических и технологических решений, которые выдвинули уранодобывающие рудники в число передовых среди других горнодобывающих отраслей.

При вскрытии и подготовке месторождений радиоактивных руд широкое применение нашли щитовые способы проходки шахтных стволов, горно-капитальных и горно-подготовительных выработок при предварительном осушении месторождений с использованием специальных дренажных горизонтов. На очистных работах успешно внедрены механизированные и гидрофицированные очистные комплексы, в том числе с активным поддержанием «ложной» кровли, бурошнековые и струговые агрегаты. Ряд применяемых комплексов, в том числе бурошнековых, оборудованы радиометрическими устройствами для ведения рабочих органов по границе пластов. Особую область исследований и технических решений составила здесь проблема отработки твердых включений — карбонатных и песчаных отложений, которая успешно решена на основе применения механических рабочих органов шарошечного типа.

Высокая концентрация горных работ на стадиях вскрытия рудников достигается за счет одновременного многокаскадного вскрытия месторождений с организацией на экономически целесообразных отметках концентрационных горизонтов при независимом ведении очистных работ в каждом из каскадов, укрупнения шахтных полей, группового вскрытия и подготовки этажей, увеличения высоты этажей с 45—60 до 90—120 м и других технических решений. Ведение работ в каскаде снизу вверх с захоронением в выработанном пространстве нижних горизонтов пустых пород, забалансовых руд и хвостов обогащения, продуцируемых при разработке верхних горизонтов, создает условия для безотходного производства. Концентрация горных работ на стадии очистной выемки достигается укрупнением параметров очистных блоков при их групповой панельной подготовке наклонными съездами, использованием сплошного порядка выемки, многозабойной организации труда рабочих бригад, применением современного самоходного бурового и погрузочно-транспортного оборудования, виброконвейеров, очистных и проходческих комплексов. С учетом сложноструктурного характера урановых месторождений их разработку почти повсеместно ведут системами с твердеющей закладкой: подэтажных штреков или ортов, подэтажного магазинирования, горизонтальных слоев, что резко снижает потери и разубоживание руд, ограничивая деформацию вмещающих пород и рудных массивов и, как следствие этого, — радоновыделение. Эти системы, обеспечивая высокую полноту извлечения урана, создают условия для наиболее полной механизации основных и вспомогательных производственных процессов, при максимальной безопасности труда горнорабочих и высокой скорости понижения горных работ. Высокой степени механизации достигли и работы на поверхности рудников,

где широко применяются автоматизированные и механизированные комплексы обмена вагонеток, улучшены объемно-планировочные решения компоновки поверхности рудников. Применение радиометрических датчиков на кузовах самоходных погрузочно-доставочных машин с разделением потоков товарных руд, руд забалансовых и пустых пород еще в забоях на самых ранних стадиях их перемешивания позволяет резко снизить потери и разубоживание руд, что в сочетании с рудничными рудоконтролирующими станциями и обогащением руд на радиометрических фабриках позволяет повысить эффективность извлечения руд из недр с доработкой забалансовой части руд и хвостов обогащения мегодами кучного выщелачивания.

Дальнейшее развитие технологии подземных горных работ на урановых рудниках связано прежде всего с повышением интенсивности отработки блоков и горизонтов, позволяющим существенно (в 2—5 раз) сократить количество вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, а следовательно, и деконцентрацию горных работ с ее отрицательными последствиями удлинения коммуникаций, вентиляции и др.

Рассматривая блок как первичный элемент рудника, определяющий все его технико-экономические показатели, отметим, что нагрузка на блок определяется как его параметрами, так и интенсивностью отработки.

Выраженная скоростью понижения (м/мес) очистных работ в блоке, интенсивность отработки  $I_i$  в большинстве случаев зависит от интенсивности отбойки  $I_o$  и интенсивности выпуска  $I_b$ :

$$I_i = (I_o \cdot I_b) / (I_o + I_b).$$

Интенсивность процесса  $I_i$  определяется его производительностью (м<sup>3</sup>/мес) и линейными параметрами выемочной единицы (рис. 2.6).

Потенциальные возможности увеличения производительности блока при системах разработки с магазинированием руды, слоевого обрушения, горизонтальных слоев с закладкой определяются условиями шпуровой отбойки. При системах же с массовой отбойкой руды скважинами они ограничиваются техническим уровнем работ на выпуске и доставке, о чем можно судить по известным в литературе [23] данным (табл. 2.4).

Решение этой проблемы достигается путем применения самоходной и вибрационной техники и переходом на прогрессивные циклично-поточные (в перспективе поточные) технологии добычи.

Для повышения концентрации горных работ, определяющей темпы и пропорции роста производительности труда, необходимо: укрупнение проектируемых и существующих рудников; ликвидация (объединение) мелких, малопродуктивных рудников и участков; сосредоточение горных работ на 1—2 горизонтах; повышение нагрузки на очистные блоки для сокращения их числа и скорости проведения горно-капитальных и горно-подготовительных

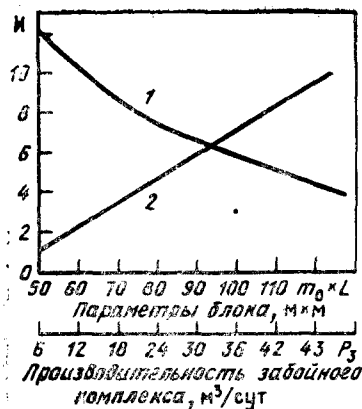


Рис. 2.6. Зависимость интенсивности отработки блока от:

1 — параметров очистного пространства  $m \cdot L$ ; 2 — производительности забойного комплекса  $P_2$

выработок до уровня, обеспечивающего отработку и подготовку новых горизонтов за 3—4 года.

Решение задач с позиций применения самоходной техники имеет ряд принципиальных особенностей, заключающихся прежде всего в том, что при подготовке и отработке блоков с самоходным оборудованием высота этажа не обязательно должна соответствовать высоте обрабатываемого блока. В этом случае высота этажа как

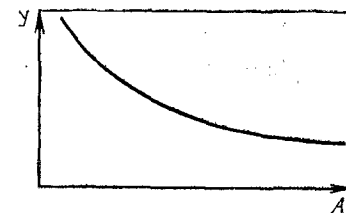
элемент вскрытия месторождения является прежде всего горнотехническим параметром, целью оптимизации которого является снижение горно-капитальных затрат, тогда как высота обрабатываемого блока должна рассматриваться как параметр горногеологический, целью оптимизации которого является повышение полноты выемки и снижение объема горно-подготовительных работ. При этом использование подготовки блоков наклонными групповыми съездами, проходимыми снизу вверх, снижает сроки их подготовки в 2—3 раза, обеспечивая при этом на каждом подэтаже работу самоходного оборудования по крайней мере на три забоя. Использование принципов подготовки блоков групповыми наклонными съездами снизу вверх при высоте этажей 90—120 м при высоте блока, отличающейся от высоты этажа, открывает принципиально новые возможности в повышении эффективности использования самоходного оборудования и решении проблем концентрации горных работ.

Повышение концентрации горных работ (и прежде всего нагрузки на рудник) ведет к изменению продолжительности и степени влияния разработки месторождения на окружающую среду. При одинаковых запасах месторождений и технологии их разработки абсолютная величина ущерба, наносимого горными рабо-

Таблица 2.4. Производительность блока (т/см) по условиям бурения и выпуска при различных системах разработки

Система разработки	Возможная по условиям отбойки	Достигнутая по условиям выпуска и доставки
Камерно-столбовая	1500	400—450
Подэтажное обрушение	3000	350—400
Этажное обрушение	4500	400—600
С магазинированием руды (период выпуска)	4500	350—500
Подэтажные штреки	4500	350—500

Рис. 2.7. Функциональная зависимость удельного ущерба природным ресурсам от производительности рудника



тами окружающей среды, в ряде случаев может оказаться примерно одинаковой независимо от принятой годовой производительности рудника\*. Однако величина этого ущерба, приходящаяся на единицу добычи, и время воздействия горных работ на природу [24] могут в значительной степени различаться (рис. 2.7).

С увеличением производственной мощности рудника срок отработки месторождения (и отрицательного воздействия горных работ на окружающую среду) сокращается и соответственно раньше появляется возможность восстановления нарушенных горными работами природных ресурсов.

Развивая эту мысль, В. А. Шестаков отмечает, что оптимальная производительность рудника должна определяться не с позиций отдельного предприятия или отрасли, а с позиций народнохозяйственных интересов с учетом экономических последствий горных работ.

При определении оптимальной производительности рудника с позиций одиночного предприятия  $A_0$  используют зависимость себестоимости добычи  $C_d$  от производственной мощности предприятия  $A$ , которая обычно экстраполируется функцией вида

$$C_d = aA + b/A + c,$$

где  $a, b, c$  — эмпирические коэффициенты.

Взяв первую производную  $dC_d/dA$  и приравняв ее нулю, определим  $A_0 = \sqrt{b/a}$ .

Если оптимизировать производительность рудника с позиций отрасли, то необходимо учесть еще удельные капиталовложения  $K_{уд}$ , определяемые из выражения типа

$$K_{уд} = d + e/A,$$

где  $d, e$  — также эмпирические коэффициенты.

Тогда приведенные удельные затраты можно представить как

$$C + E_{ц} K_{уд} = aA + b/A + c + \left(d + \frac{e}{A}\right) E_{ц},$$

\* Как будет показано далее, площадь земель, изымасмых при разработке месторождений, и количество выделяемых при этом отходов значительно ниже для одного крупного рудника, чем для двух-трех рудников такой же суммарной производительности.

а производительность рудника, при которой приведенные затраты будут минимальны, составит

$$A_{00} = \sqrt{\frac{b + eE_n}{a}},$$

где  $E_n$  — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

Если же учесть удельный ущерб, причиненный окружающей среде эксплуатацией месторождения ( $y$ ), определяемый в общем виде выражением типа  $y = f + q/A$  (см. рис. 2.7), т. е. определить производительность рудника с позиций народнохозяйственной целесообразности, то сумму затрат и ущерба можно представить в виде

$$C_{\Sigma} = aA + b/A + c(d + e/A)E_n + f + q/A,$$

а оптимальную производительность как

$$A_{0_{\text{нх}}} = \sqrt{\frac{b + eE_n + q}{a}},$$

где  $a, b, \dots, q$  — безразмерные эмпирические константы, определяемые горногеологическими, горнотехническими, экономическими и другими условиями.

Из формул для определения  $A_0, A_{00}$  и  $A_{0_{\text{нх}}}$  видно, что всегда

$$A_{0_{\text{нх}}} > A_{00} > A_0.$$

Степень различия их по величине может быть значительной. Так, для ряда рудников В. А. Шестаковым установлено, что при  $a = 0,2-0,3$ ;  $b = 3-3,2$ ;  $c = 0,2-0,3$ ;  $d = 14-16$ ;  $e = 5,8-6$ ;  $f = 0,2-0,25$ ;  $q = 0,9-1,6$

$$A_0 = \sqrt{\frac{b}{a}} = 3,2 \text{ млн. т/год};$$

$$A_{00} = \sqrt{\frac{b + eE_n}{a}} = 3,6 \text{ млн. т/год};$$

$$A_{0_{\text{нх}}} = \sqrt{\frac{b + eE_n + q}{a}} = 4,3 \text{ млн. т/год},$$

т. е. отличие по иерархическим уровням предприятия, отрасли и народного хозяйства достигает 15—35 %, что весьма существенно.

В современных условиях с народнохозяйственных позиций необходимо резко увеличивать производственные мощности строящихся и действующих рудников, что, обеспечив улучшение условий охраны природы и уменьшение капитальных вложений, позволит получить в целом по народному хозяйству огромную экономию. Целесообразность увеличения производственной мощности диктуется также и снижением стоимости строительства природоохраняемых объектов за счет горных предприятий на каждом руд-

нике, когда удельные затраты на охрану природы будут уменьшаться обратнопропорционально росту производственной мощности.

Повышение концентрации горных работ требует увеличения параметров выемочных (шахтных) полей, что существенно снижает относительную долю эксплуатационных потерь и общие эксплуатационные расходы, хотя и ведет к некоторому замораживанию преждевременных капитальных вложений. Характерным для уранодобывающей промышленности является тенденция увеличения при проектировании производительности поверхностных комплексов вентиляционных систем, водоотлива и других вспомогательных служб в 2—3 раза против требуемой в первоначальный период для обеспечения в будущем роста производства при его оптимизации.

Вскрытие и подготовка урановых месторождений характеризуются увеличением высоты этажа с 45—60 до 90—120 м и длины блока с 45—60 до 80—100 м, а в дальнейшем будет преобладать тенденция к безблоковой отработке этажей, при которой резко сокращаются затраты на проходку восстающих и повышается на 20—40 % производительность труда рабочих забойной группы. Поскольку общепризнано, что основным путем повышения производительности труда на подземных горных работах является концентрация работ, то отмеченная тенденция к увеличению параметров очистных блоков и высоты этажа при сплошном порядке выемки руд является весьма своевременной.

В настоящее время осуществляется перевод подземных горнодобывающих предприятий на один вид энергии — электрическую; на угольных предприятиях такой перевод практически завершен, на горнорудных предприятиях пока еще применяется электрический, пневматический и дизельный привод горных машин и оборудования. Однако в ближайшие 5—10 лет дизельный привод будет постепенно вытеснен электроприводом и электрогидроприводом.

Общепризнано, что электрогидропривод горных машин является той базой, на основе которой может быть решена проблема повышения производительности труда горнорабочих и эффективности использования энергоресурсов горного предприятия.

Повышение уровня механизации, мощности и количества используемых горных машин определяет высокую стоимость их эксплуатации.

В связи с этим в современной передовой практике четко выявлена тенденция организации подземных горных работ в 3—4 смены с тем, чтобы дорогостоящее оборудование работало практически 24 ч в сутки.

Электрификация рудников с ликвидацией сети сжатого воздуха, внедрение единого электрифицированного гидропривода создают оптимальные условия к внедрению методов дистанционного управления горными машинами с переходом в будущем к автоматизированному управлению и безлюдной выемке руды.

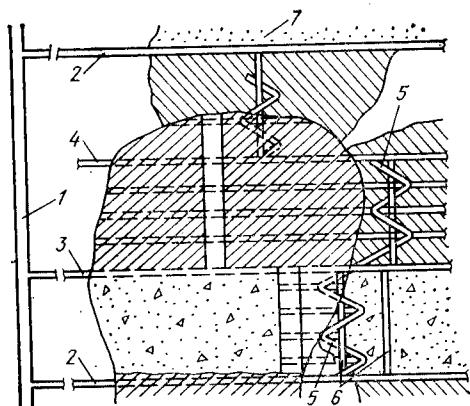


Рис. 2.8. Принципиальная схема вскрытия, подготовки и отработки группы этажей снизу вверх:

1 — главный ствол; 2 — концентрационный горизонт; 3 — промежуточный рабочий горизонт; 4 — промежуточный подготовительный горизонт; 5 — спиральный съезд; 6 — перепускной рудоспуск; 7 — твердеющая закладка

Существенной особенностью развития подземных горных работ является перенос некоторых первичных процессов обогащения урановых руд под землю.

Это определяет необходимость отработки месторождений сверху вниз, как принято в настоящее время, а снизу вверх

с закладкой отработанных участков пустыми породами, забалансовыми рудами или хвостами обогащения (рис. 2.8).

Как правило, такая закладка бывает обогащена полезными компонентами, потерянными в процессе очистных работ. Закладочный материал, будучи подвергнут выщелачиванию, отдает значительную часть содержащихся в нем металлов, и это обеспечивает повышение общего извлечения минерального сырья из недр. Важным является использование технологии очистной выемки с выпуском руды из-под закладки, что позволяет практически полностью разделить в пространстве и времени отбойку, выпуск руды и крепление.

Увеличение высоты этажа (и блоков) возможно не только при сплошном фронтальном порядке отработки крупных месторождений, залегающих в достаточно крепких породах, камерными системами с последующей закладкой, но и при использовании систем разработки горизонтальными слоями с закладкой. Опыт ведения очистных работ свидетельствует о высокой эффективности увеличения высоты этажа как для решения вопросов повышения производительности труда, так и обеспечения его безопасности.

Специфические ограничения на развитие систем разработки накладывает радоновыделение. Теорией и практикой установлено, что в условиях повышенного радоновыделения необходимо:

ограниченно применять системы разработки с сохранением в очистном забое значительных объемов отбитой руды или породы с повышенной эмиссией радона, т. е. систем с магазинированием, подэтажного и слоевого обрушения;

отбитую руду как можно быстрее выдавать на поверхность;

предусматривать применение пагнетательной или пагнетательно-всасывающей системы вентиляции при обеспечении полного разделения струй свежего и отработанного воздуха; при возможности отработанный воздух должен выдаваться через выработанное пространство;

применять порядок отработки, при котором развитие очистных работ направлено к источнику свежего воздуха.

Эффективность подземного способа разработки радиоактивных руд из года в год повышается. Подземные горные работы уже сейчас характеризуются небывалым насыщением новой горной техникой, расширением области и эффективности ее применения, что благоприятно сказывается на их технико-экономических показателях. Однако уже при существующих способах производства начинают развиваться новые, идущие им на смену, — подземное выщелачивание радиоактивных руд.

#### 2.4. Современная технология подземного выщелачивания радиоактивных руд

Подземное выщелачивание (ПВ) урана является наиболее рентабельным способом разработки особенно бедных урановых руд, залегающих в сложных горногеологических условиях, когда и подземные, и открытые способы нерентабельны.

Вовлечение в разработку хорошо выщелачиваемых убогих урановых руд существенно изменяет общие представления о мировых запасах урана и обеспечении сырьем ядерной энергетики на длительную перспективу, так как, не требуя создания значительной инфраструктуры, перерабатывающих комплексов, хвостохранилищ, ПВ таких руд создает условия для высокорентабельной разработки самых бедных, но крупных по запасам месторождений при снижении в 2—3 раза капитальных затрат и повышении производительности труда по готовой продукции в 5—6 раз.

Особенностью развития ПВ в последние годы является вовлечение в разработку сравнительно глубокозалегающих узких протяженных залежей, сосредоточенных в слабопроницаемых породах. Использование высокопроизводительных погружных электронасосов для откачки растворов, совершенствование гидродинамических режимов их откачки-закачки, оптимизация сети разведочных и эксплуатационных скважин, применение пульсирующих режимов их работы, создание вертикальных и горизонтальных противодиффузионных завес, развитие искусственной трещиноватости с использованием различных технических средств в слабопроницаемых рудах, увеличение диаметра прифилтровых зон, создание и внедрение новых технических средств — полиэтиленовых и стеклопластиковых труб, дисковых фильтров, технологии беструбного раствороподъема — все это способствовало дальнейшему повышению эффективности ПВ урановых руд и расширению масштабов его применения. Успешное решение при этом вопросов охраны основных элементов окружающей среды как в процессах естественной нейтрализации растворов, так и за счет рескультивации недр создает еще и некоторые экологические преимущества его применения.

Подземное выщелачивание на месторождениях крепких руд применяется главным образом в сочетании с обычными горными

работами на стадиях освоения месторождений, разработки фланговых и забалансовых участков в момент основных горных работ и при доработке месторождений. Имеются лишь частичные примеры самостоятельного применения ПВ для отработки месторождений в целом. Применение гидротермальных месторождений обычной системы вскрытия и подготовки рудных залежей обуславливает получение эффективности лишь на стадии нарезки и подготовки блоков, когда большая часть руды оставляется на месте без ее выдачи на поверхность. Совершенствование при этом технологии подготовки рудных тел при безблоковой выемке, оптимизация параметров и технологии буровзрывных работ, обеспечение высокой степени дробления руд и оптимальной фильтрационной однородности отбитых рудных масс позволяют достигать извлечения урана на уровне 70—75%, а применение повторных взрывных работ повышает извлечение до 90—92%, что в соответствующих условиях ставит ПВ на одну ступень с обычными горными работами, а в отдельных случаях и на более высокую.

При использовании ПВ, обеспечивающего возможность отработки бедных или небольших рудных тел, ресурсы урана могут быть значительно увеличены. По данным Министерства энергетики США [25], ресурсы урановой руды по стоимости производства 33 дол./кг  $U_3O_8$  (содержание  $U_3O_8=0,05\%$ ) увеличатся на 9 млн. т (содержание урана в рудах, пригодных для разработки открытым и подземным способами должно быть 0,12 и 0,22% соответственно), по стоимости производства 66 дол./кг  $U_3O_8$  — на 56,3 млн. т (при том же содержании урана в руде); при традиционных способах добычи содержание урана в рудах этой стоимостной категории должно быть не ниже 0,08%.

Первоначальные капитальные затраты на комплекс ПВ (эксплуатационный блок и установку для переработки растворов) мощностью 225 т  $U_3O_8$ /год, включая стоимость опытной и промышленной установок, могут колебаться от 8 до 16 млн. дол. Численность персонала 60—100 чел., в то время как на традиционном горнометаллургическом комплексе 300—500 чел.

Рабочим агентом ПВ служит, как правило, сернокислотный раствор, создающий условия перехода урановых минералов в раствор. Такой переход достигается при снижении pH до 1,6—2,5, создании высокого положительного окислительно-восстановительного потенциала, образовании подвижных сульфатных форм урана, формировании естественных окислителей руд.

Применение метода ПВ существенно улучшает экономические, социальные и экологические условия отработки месторождений вследствие отказа от строительства шахт или карьеров, сооружения обогатительных фабрик и складирования отходов добычи и переработки руд. При этом важную роль играет сохранение большей части гидроресурсов в районе месторождений.

Важным социальным преимуществом метода ПВ является коренное изменение условий, характера и производительности труда, возможность полной механизации и автоматизации добычного

процесса, рациональное использование поверхности и недр. Технология ПВ исключает труд персонала в горных выработках, при искусственной вентиляции и освещении, не требует тяжелого ручного труда при добыче руд, повышает производительность труда одного работающего в 1,6—1,7 раза по сравнению с карьерной разработкой и более чем в 2 раза при шахтной добыче руд.

Система отработки при ПВ — это совокупность сети технологических скважин, режима подачи и извлечения растворов и концентрации реагента.

Промышленная отработка месторождения начинается со вскрытия руд скважинами или скважинами в сочетании с горными выработками.

Сетка технологических скважин, в зависимости от физико-химических свойств пород и мощности продуктивного горизонта, изменяется от  $10 \times 10$  до  $15 \times 50$  м (первое — расстояние между скважинами в ряду, второе — расстояние между рядами). Как правило, расстояние между скважинами в ряду сопоставимо с эффективной мощностью пласта. Параметры блоков или плотности скважин в скальном массиве определяются интенсивностью обогащения растворов ураном при фильтрации по руде. Для активной стадии отработки экономически обоснованная концентрация изменяется от 60 до 90 мг/л.

При средней мощности пласта (до 20 м), сложенного выдержанными по составу и относительно инертными силикатными породами и рудами, сетка скважин может быть разуплотнена: до 20—25 м в рядах и 80—90 м между рядами.

При проектировании систем отработки на высокопродуктивных землях или под капитальными сооружениями руды могут вскрываться наклонными скважинами. Это позволяет в 2—3 раза увеличить расстояние между рядами скважин.

В период ввода в эксплуатацию добычного комплекса ПВ целесообразно сгущение сети скважин нескольких первых блоков для получения большего количества однородных растворов. По окончании отработки месторождения или залежи для одновременного вывода из эксплуатации группа заключительных блоков должна иметь большую плотность скважин.

Режим кислотности рабочих и продуктивных растворов зависит от кислотоёмкости руд. Последняя определяется карбонатностью, углистостью и наличием рассеянных кистовых и цепочечных силикатов. Для бескарбонатных руд кислотность рабочих растворов изменяется от 2,5—3,5 г/л  $H_2SO_4$  в начале отработки блока до 2,0—2,5 г/л — в конце активной стадии. Пассивная стадия отработки протекает без подкисления закачиваемых растворов и завершается при концентрации кислоты менее 0,3 г/л.

В случае карбонатизированных руд ( $CO_2^{2-} \geq 2\%$ ) начальная кислотность растворов 5—7 г/л, затем она повышается до 14—17, а в конце активной стадии также снижается до 2,0—2,5 г/л. Пассивная стадия завершается снижением кислотности растворов до pH  $\geq 4$ .



Таблица 2.5. Сравнительные показатели добычи урановых руд подземными и открытыми способами и подземным выщелачиванием

Параметр сравнения	Рудник	Карьер	Подземное выщелачивание
Постоянный отвод земель относительно площади руд, доли ед.	1,2	1,6—1,7	0,1
Сброс дренажных вод в гидросеть относительно статических запасов, %	13,8	21,5—22,0	—
Сброс вод в хвостохранилище относительно статических запасов, %	22,0	23,0	1,1
Накопление пульпы в хвостохранилище, доли ед.	1,0	1,2	—
Нарушение ландшафта	Частичное	Полное	—
Соотношение запыленной площади, доли ед.	1,0	2,3	—
Объем добычи урана относительно запасов, доли ед.	1,0	1,25	1,40
Коэффициент извлечения из недр	0,70	0,81	0,88
Радоновыделение отходов добычи и переработки относительно подземных горных работ, доли ед.	1,0	1,2	0,03

Наиболее ярко экологическое преимущество метода ПВ проявляется в сопоставлении с традиционными горными методами. Сопоставление выполнено на примере одного из месторождений, отработка которого проектировалась горными методами и ПВ (табл. 2.5).

Помимо этого для новой технологии характерно отсутствие ЕРН на поверхности. Но главное преимущество ПВ — в социально-гигиенических изменениях условий труда горнорабочих.

Из данных таблицы 2.5 очевидно значительное преимущество ПВ по отношению к другим способам разработки.

Рассмотренные способы добычи радиоактивных руд обеспечивают высокую полноту использования геологических запасов урана и других ценных сопутствующих элементов, а также попутно добываемых пустых пород и шахтных вод при их утилизации в твердеющую закладку с созданием безотходных или малоотходных технологических процессов. Бурное развитие ядерной энергетики ставит перед уранодобывающей промышленностью большие задачи, которые при усложнении горногеологических и горнотехнических условий добычи могут быть решены только при внедрении наиболее передовых достижений науки и техники, неуклонном росте эффективности производства темпами, превышающими темпы усложнения условий добычи урана.

При этом наряду с решением задач горнотехнологических все более глубокого внимания требуют задачи экологические, в решении которых необходим глубоко системный подход.

Таблица 2.6. Систематизация методов защиты окружающей среды при добыче радиоактивных руд

Объект, его размещение, принципы защиты	Методы защиты в зависимости от способа ведения горных работ		
	Подземный	Открытый	Геологическая (скважинная добыча с поверхности)
<b>Ландшафт</b> Горный отвод (разрушение и деградация)	Сохранение элементов ландшафта. Применение систем разработки с закладкой попутно добываемой породой и отходами переработки. Выщелачивание забалансовых руд или их подземное складирование. Отсыпка отвалов (вывоз по род) на бросовых землях. Закупка провалов и проседаний поверхности земли. Рекультивация и придание нарушенным (отвалам, провалам) форм и размеров, соответствующих природным формам рельефа	Переход на подземный или геотехнологический способ разработки. Применение систем с внутренним отвалобразованием. Утилизация попутно извлекаемого минерального сырья. Рекультивация нарушений и придание им форм и размеров, соответствующих формам рельефа. Закрепление отвалов и бортов карьера от эрозии	Рекультивация нарушенных земель (засыпка траншей, использование почв по назначению). Ликвидация оградительных дамб, прудков и других сооружений. Захоронение радиационно загрязненных труб, насосов, отходов от чистки скважин и фильтров, сбросов остальных рабочих растворов
Смежные земли (деградация)	Контроль за сохранностью лактических мер	Принятие предупредительных и профи-	
<b>Почва</b> Горный отвод (уничтожение, обеднение и загрязнение)	Снятие почвы на участке строительства и площадях обрушения, проседания, карьерной выемки, отвалов. Организация правильного хранения почвы и ее использования по прямому назначению Предохранение почвы от попадания в нее радиоактивных пыли и аэрозолей, неочищенных вод, фитотоксичных пород. Применение надежных систем отвода осадков с территории горного отвода	Снятие почвы на участках прокладки трубопроводов и других сооружений. Предупреждение попадания в почву технологических растворов и неочищенных вод. Соблюдение правил складирования и хранения почв	

Методы защиты в зависимости от способа ведения горных работ	
Подземный	Открытый
<p>Смежные земли (загрязнение, обеднение)</p> <p>Горный отвод (потери полезных ископаемых, загрязнение)</p> <p><b>Недра</b></p> <p>Смежные земли (обезвоживание и загрязнение пород)</p>	<p>Контроль за поступлением радиоактивных и других вредных и биологически стерильных веществ из промплощадки рудника (карьера) через атмосферу, поверхностные и грунтовые воды. Принятие предупредительных мер</p> <p>Разработка с минимальными потерями и разубоживанием полезного ископаемого. Применение систем разработки с твердеющей закладкой, совершенствование способов отбойки и выпуска рудной массы. Выщелачивание или подземное складирование забалансовых руд.</p> <p>Извлечение попутных полезных ископаемых, если это целесообразно экономически. Откачка и очистка шахтных вод.</p> <p>Контроль за движением подземных скважин</p> <p>Контроль за сохранением уровня и радиоактивностью грунтовых и подземных вод. Использование систем водопонижающих и водопоглощающих скважин (заградительного дренажа), обеспечивающих минимальное нарушение гидрологии прилегающих территорий</p>
	<p>Геотехнология (скважинная добыча с поверхности)</p> <p>Контроль за переносом радиоактивных веществ грунтовыми подземными водами. Тампонаж фонтанирующих скважин. Изоляция мест захоронения радиоактивных почв, грунтов, илов отстойных прудков и др.</p> <p>Тщательный контроль за состоянием и перемещением подземных вод. Принятие предупредительных мер против потерь технологических растворов и неконтролируемого их растекания. Применение методов естественной и искусственной деминерализации остаточных растворов</p> <p>Контроль за радиоактивностью грунтовых и подземных вод, создание водонепроницаемых завес</p>

Методы защиты в зависимости от способа ведения горных работ	
Подземный	Открытый
<p>Объект, его размещение, принципы защиты</p> <p><b>Наземные воды</b></p> <p>Горный отвод (загрязнение)</p> <p>Смежные земли (истощение и загрязнение)</p> <p><b>Подземные воды</b></p> <p>Горный отвод (загрязнение)</p>	<p>Ликвидация небольших озер, болот, изоляция источников их подпитки. Перенос ручьев и рек за пределы горного отвода. Изоляция оставленных водоемов от влияния горных работ. Радиационный контроль. Направление водопиток попутам, обеспечивающим минимальное дополнительное загрязнение, сбор осадков в отстойные бассейны; устройство временных водосборников для сбора незагрязненных вод (на рудниках) и внутриплощадочного стока (на карьерах и участках ПВ). Уменьшение радиоактивного загрязнения атмосферы</p> <p>Изоляция водоемов от влияния горных работ. Контроль за радиоактивным и другими видами загрязнения со стороны рудника и проведение там предупредительных мероприятий</p> <p>Уменьшение водопиток путем применения заградительного дренажа (в том числе контурного и с использованием систем водопонижающих и водопоглощающих скважин), изоляции водосточников водонепроницаемыми завесами. Сбор и раздельная выдача загрязненных и чистых вод. Очистка рудничных вод известными способами. Использование рудничных вод в замкнутом цикле горнодобывающего и перерабатывающего производств</p> <p>Уменьшение водопиток путем применения заградительного дренажа (в том числе контурного и с использованием систем водопонижающих и водопоглощающих скважин), изоляции водосточников водонепроницаемыми завесами. Сбор и раздельная выдача загрязненных и чистых вод. Очистка карьерных вод. Внутрикьерное осветление во вредных отстойниках. Использование карьерных вод в замкнутом цикле горнодобывающего и перерабатывающего производства</p>
	<p>Геотехнология (скважинная добыча с поверхности)</p> <p>Также же, что и при горных работах</p> <p>Также же, что и при охране недр (горный отвод)</p>

Продолжение табл. 2.6

Методы защиты в зависимости от способа ведения горных работ	
Подземный	Открытый
Объект, его размещение, принципы защиты	Геотехнология (связанная добыча с поверхности)
Смежные земли (истощение и загрязнение)	Такие же, что и при охране недр (смежные земли)
<b>Атмосфера</b> Горный отвод (загрязнение)	Практически загрязнение атмосферы отсутствует
Контроль за гидрологическим режимом грунтовых вод и их радиоактивным загрязнением. Принятые необходимые мер на руднике Интенсификация выдачи воды и изоляции источников радиоактивного загрязнения в руднике. Нагнетательное проветривание. Нормированный расход ВВ. Применение пеновоздушных и воздушноводяных завес. Очистка выхлопных газов. Замена дизельного привода на электропривод. Применение по-жаробезопасных систем разра-ботки и уменьшение потерь по-лезного ископаемого. Предот-вращение окислительных про-цессов в выработанных про-странствах, в очистных забоях и на отвалах. Ликвидация оча-гов пожаров. Подавление свя-зывание и улавливание пыли в процессе буровзрывных и по-грузочно-транспортных работ. Подавление пыли на отвалах и дорогах	Контроль за гидрологическим режимом грунтовых вод и их радиоактивным загрязнением. Принятые необходимых мер Нормированный расход ВВ. Очистка выхлопных газов. Замена дизельного привода на электропривод. Предот-вращение окислительных про-цессов в выработанном прост-ранстве, в очистных забоях и на отвалах. Ликвидация оча-гов пожаров. Подавление свя-зывание и улавливание пыли в процессе бурения, буровзрыв-ных и погрузочно-транспортных работ, при отвалообразовании. Посадка растений-пылеуловите-лей. Утилизация и рекультиваци-я отвалов и др.

66

Продолжение табл. 2.6

Методы защиты в зависимости от способа ведения горных работ		
Подземный	Открытый	Геотехнология (связанная добыча с поверхности)
Объект, его размещение, принципы защиты		
Смежные земли (загрязнение)	Контроль за загрязнением со-стороны рудника. Принятие необходимых мер на руднике	Загрязнение атмосферы прак-тически отсутствует
<b>Биологические объекты</b> Горный отвод (деградация и уничтожение) Смежные земли (деградация и уничтожение)	По возможности сохранение существующих экологических ассоциаций (за исключением водных). Дублирование их за-пределами горного отвода. Уход за растительностью. Ра-диационный контроль Безусловное сохранение эко-логических ассоциаций. Кон-троль	Сохранение, дублирование существующих экологических ассоциаций. Радиационный кон-троль Безусловное сохранение эко-логических ассоциаций. Кон-троль
<b>Человек</b> Рабочее место (некомфорт-ные условия труда) Место проживания (отклоне-ние от нормальных условий обитания)	Обеспечение условий жизни в поселках (городах) в соответствии с нормами радиационной безопасности, нормативами по газам, пыли, шуму, вибрациям, температуре, освещению и др. Обеспечение условий жизни в поселках (городах) в соответствии с нормами радиационной безопасности по газам, пыли, шуму, другим загрязнителям воздуха и воды, шуму, вибрациям и др.	

67

5\*

## 2.5. Основные принципы охраны окружающей среды в процессах добычи радиоактивных руд

Решение проблем охраны окружающей среды при разработке месторождений радиоактивных руд в целом существенно не отличается от системного подхода к ним в других горнодобывающих отраслях. Специфической особенностью здесь является то, что к общему решению задач по охране земель, недр, вод, атмосферы добавляется необходимость решения задач по обеспечению радиационной безопасности окружающей среды (табл. 2.6).

При планомерном решении экологических задач в соответствии с данными табл. 2.6 представляется возможность значительно повышать общую эффективность использования недр, рекультивированных площадей, утилизации отходов производства, создавать безотходные технологические процессы с замкнутыми схемами оборотного водоснабжения и использованием пустых пород в качестве закладочных и строительных материалов, что позволяет получать значительный экономический эффект.

### Глава 3

## НАРУШЕНИЯ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ И ПЕРЕРАБОТКЕ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Как и для других горнодобывающих отраслей промышленности, для уранодобывающей промышленности характерна высокая территориальная концентрация производства в отдельных районах сосредоточения месторождений радиоактивных руд. Такие крупные территориальные концентрации уранодобывающего производства характерны для района Эллиот-Лейк в Канаде, где на площади 48 км<sup>2</sup> действовало 11 крупных рудников и гидрометаллургических заводов с суммарным производством до 13,2 тыс. т урана в год. В настоящее время подобный крупный район с высокой территориальной концентрацией добычи урана формируется в Канаде в провинции Саскачеван (бассейн Атабаска). Подобные же районы с высокой территориальной концентрацией уранового производства характерны для золотоуранового бассейна Витватерсранд (ЮАР), где действует 26 рудников и 17 ГМЗ, плато Колорадо (США), где действовало до 1000 рудников и 27 ГМЗ, штат Вайоминг (США), где намечено строительство от 27 до 45 рудников и 18 ГМЗ. И хотя уранодобывающая промышленность отторгает для своих нужд не более 1% всех отведенных под мировое горнодобывающее производство земель, образование крупных территориальных концентраций по добыче и переработке радиоактивных руд неизбежно связано с отрицательными последствиями для окружающей среды.

Разработка месторождений радиоактивных руд влияет на окружающую среду так же, как и любая другая отрасль горнодобы-

вающего производства: выводит из сельскохозяйственного оборота землю, изменяет гидрологию окружающей территории, загрязняет почву, воды, атмосферу. И хотя воздействие на окружающую среду технологических процессов по добыче радиоактивных руд по сравнению с другими отраслями горной промышленности незначительно, их осуществление приводит к загрязнению почвы, воды и атмосферы природными радионуклидами. При этом особенно специфично и масштабно загрязнение воздушного пространства радоном вокруг хвостохранилищ урановых гидрометаллургических заводов и рудничной атмосферы на рудниках с подземной добычей руд.

### 3.1. Особенности нарушения окружающей среды при добыче и переработке радиоактивных руд

Добыча минерального сырья сопровождается значительным, все возрастающим воздействием на окружающую среду: отгораются сельскохозяйственные, лесные и другие угодья, изменяются режимы подземных и поверхностных вод, идет загрязнение атмосферы, земель и водоемов пылью, химическими и радиоактивными веществами, сточными и дренажными водами. В результате развития ореола загрязнения окружающей среды наблюдаются серьезные региональные изменения, которые могут вызвать глобальные нарушения установившихся веками равновесных геохимических связей. При разработке месторождений радиоактивных руд используются открытый, подземный и геотехнологический (выщелачивание) способы разработки. Специфические особенности этих способов, обуславливая их своеобразие, свойственное тому или иному месторождению, по-своему влияют на характер нарушения земель. Названным способам разработки свойственны следующие виды нарушения земель:

1. Перемещенные грунты и лишённые растительного слоя участки земли. Этот вид нарушений земель связан в основном с сопровождающими освоение месторождений дорожным строительством, гидростроительством и добычей местных строительных материалов (песка, гравия, бутового камня и др.).

2. Для открытого способа разработки — карьерные выемки; поверхности внутренних и внешних отвалов; выведенные из пользования земли, занятые под внешние отвалы; оползневые смещения грунтов, в том числе и отвальных отсыпок; оседание или уплотнение грунтов вокруг карьеров в результате осушения окружающей породного массива; суффозия — явление механического и химического выноса веществ из горного массива или из отвалов, в результате чего образуются суффозионные воронки, ослабляющие борта карьеров и устойчивость отвалов; эрозия почв на осушенных вокруг карьеров территориях в радиусе депрессионной воронки, эрозия рекультивированных земель (поверхностей отвалов и склонов карьерных выемок).

3. Для подземного способа разработки — просадки (оседания)

массивов горных пород на больших площадях с разрывом или без разрыва сплошности пород при разработке пластовых и пластообразных горизонтальных или пологозалегающих месторождений; провалы (промышленный карст) при разработке наклонных и крутопадающих месторождений, а также горизонтальных и пологпадающих месторождений большой мощности; оползневые смещения грунтов, вызываемые сдвижением или обрушением массивов горных пород над выработанными пространствами; затопление грунтовыми водами осевших земель; уплотнение грунтов и эрозия почвы в результате осушения горных массивов вокруг рудников (в радиусе депрессионной воронки).

4. Для геотехнологических способов разработки — проседания земной поверхности при гидродобыче через скважины без последующей закладки выработанных полостей или с ее оставлением; разрушенный почвенный слой вокруг эксплуатационных скважин и трубопроводов; земли, занятые отстойными прудами (бассейнами); канавы и дороги. Геотехнологическим способам разработки значительные нарушения земель, за исключением самих полигонов подземного выщелачивания и прудков-осветителей продуктивных растворов, вообще не свойственны, поэтому они по существу безущербны с точки зрения разрушения земель.

5. Хвостохранилища — для всех трех способов (в случае использования на рудниках перерабатывающих установок или объединения рудников и гидрометаллургических заводов в единые комплексы в пределах соответствующих горных отводов) — отстойные пруды; земли, занятые хвостохранилищами и прудами.

Главной отличительной чертой добывающих и перерабатывающих предприятий ядерно-топливного цикла является радиоактивное загрязнение окружающей среды твердыми, жидкими и газообразными отходами. Все другие виды воздействия этих предприятий на окружающую среду становятся принципиально важными лишь при относительном благополучии на участке борьбы с радиоактивным загрязнением. Это обстоятельство предопределяет правило, согласно которому все предприятия ядерно-топливного цикла при решении вопросов охраны окружающей среды исходят прежде всего из принципа предупреждения, профилактики даже минимального поступления наиболее опасных радионуклидов в окружающую среду, объективно оценивая опасность для населения (рис. 3.1), вызываемую реальным и потенциальным загрязнением среды радиоактивностью [16].

При разработке урановых месторождений в окружающую среду поступают радиоизотопы всех трех радиоактивных семейств —  $^{238}\text{U}$ ,  $^{235}\text{U}$  и  $^{232}\text{Th}$  (рис. 3.2), но радиоактивность в основном обусловлена семейством  $^{238}\text{U}$ , из которого наиболее активными являются  $^{230}\text{Th}$ ,  $^{226}\text{Ra}$ ,  $^{222}\text{Rn}$  и другие естественные радионуклиды (ЕРН). Уровень радиоактивности поступающих в окружающую среду отходов различен для различных рудников (месторождений) и в общем зависит от исходного содержания урана в руде и активности геохимических процессов, протекавших на месторождении

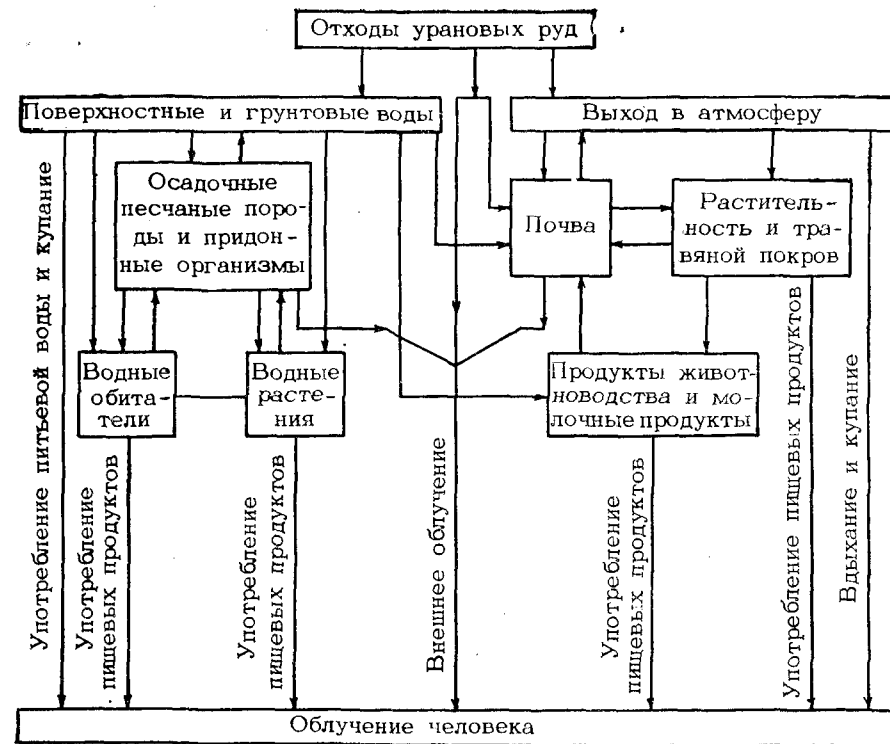


Рис. 3.1. Основные пути облучения человека отходами добычи и переработки урановых руд (отвалы и хвостохранилища)

до его разработки, в основном — природного выщелачивания, обуславливающего образование различных соотношений урана с продуктами его распада. Уровни радиоактивности отходов, получаемых при разработке известных урановых месторождений, обычно невелики, особенно если сравнивать их с радиоактивностью отходов, образующихся на других этапах ядерно-топливного цикла. Считается с ними приходится лишь в силу того, что они могут создавать опасную дозу облучения населения на длительный период времени (сотни и тысячи лет).

Источники радиоактивного загрязнения окружающей среды, различающиеся по характеру и доле участия в общем загрязнении среды, подразделяются на организованные, неорганизованные и смешанные.

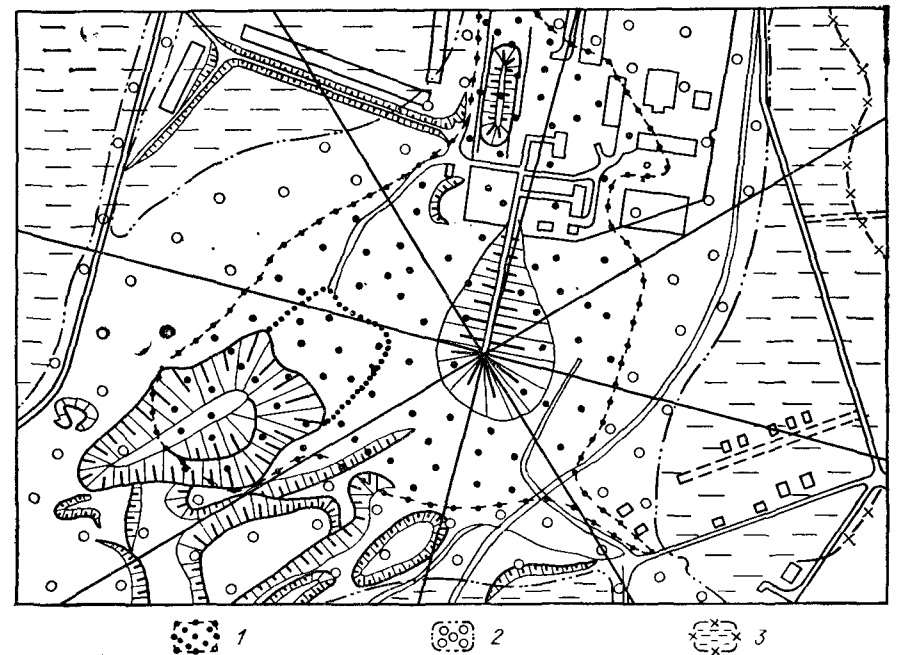
На подземных урановых рудниках к организованным источникам радиоактивного загрязнения относятся вскрывающие и вспомогательные выработки (стволы, штольни, шурфы, восстающие, скважины), через которые осуществляются выбросы в атмосферу отработанного воздуха и выдача на поверхность руды, отходов

Радиоактивное семейство $^{238}\text{U}$		Радиоактивное семейство $^{235}\text{U}$		Радиоактивное семейство $^{232}\text{Th}$	
Нуклид	Период полураспада	Нуклид	Период полураспада	Нуклид	Период полураспада
$^{238}_{92}\text{U}$	$4,51 \cdot 10^9$ лет	$^{238}_{92}\text{U}$	$7,1 \cdot 10^8$ лет	$^{232}_{90}\text{Th}$	$1,41 \cdot 10^{10}$ лет
$^{234}_{90}\text{Th}$	24,1 сут	$^{232}_{90}\text{Th}$	25,6 ч	$^{228}_{88}\text{Ra}$	5,8 года
$^{234}_{91}\text{Ra}^m$	1,17 мин	$^{231}_{91}\text{Ra}$	$3,4 \cdot 10^4$ лет	$^{228}_{89}\text{Ac}$	6,13 ч
99,87% $^{234}_{91}\text{Ra}$   0,13% $^{234}_{91}\text{Ra}^m$		$^{227}_{89}\text{Ac}$	21,6 года	$^{228}_{90}\text{Th}$	1,91 года
$^{234}_{91}\text{Ra}$	6,75 ч	$^{227}_{90}\text{Th}$	18,8 сут	$^{224}_{88}\text{Ra}$	3,64 сут
$^{234}_{92}\text{U}$	$2,47 \cdot 10^5$ лет	$^{223}_{88}\text{Ra}$	11,7 сут	$^{220}_{86}\text{Rn}$	55 с
$^{230}_{90}\text{Th}$	$\cdot 10^4$ лет	$^{219}_{86}\text{Rn}$	3,9 с	$^{216}_{84}\text{Po}$	0,15 с
$^{226}_{86}\text{Ra}$	1602 года	$^{215}_{84}\text{Po}$	$1,8 \cdot 10^{-3}$ с	$^{212}_{82}\text{Pb}$	10,64 ч
$^{222}_{86}\text{Rn}$	3,823 сут	$^{211}_{82}\text{Pb}$	36 мин	$^{212}_{83}\text{Bi}$	60,6 мин
$^{218}_{84}\text{Po}$	3,05 мин	$^{211}_{83}\text{Bi}$	2,2 мин	64,0% $^{212}_{84}\text{Po}$   36,0% $^{212}_{83}\text{Bi}$	
99,98% $^{214}_{82}\text{Pb}$   0,02% $^{218}_{85}\text{At}$		$^{211}_{84}\text{Po}$	0,5 с	$^{208}_{81}\text{Tl}$	3,10 мин
$^{214}_{82}\text{Pb}$	26,8 мин	$^{207}_{82}\text{Pb}$	Стабильный	$^{208}_{82}\text{Pb}$	Стабильный
$^{214}_{83}\text{Bi}$	19,7 мин				
99,98% $^{214}_{84}\text{Po}$   0,02% $^{210}_{81}\text{Tl}$					
$^{214}_{84}\text{Po}$	164 мс				
$^{210}_{82}\text{Pb}$	1,3 мин				
$^{210}_{82}\text{Pb}$	21 год				
$^{210}_{83}\text{Bi}$	5,01 сут				
~100% $^{210}_{84}\text{Po}$   0,00013% $^{208}_{81}\text{Tl}$					
$^{210}_{84}\text{Po}$	38,4 сут				
$^{208}_{81}\text{Tl}$	4,19 мин				
$^{206}_{82}\text{Pb}$	Стабильный				

Рис. 3.2. Радионуклиды трех радиоактивных семейств:  $^{238}\text{U}$ ,  $^{235}\text{U}$ ,  $^{232}\text{Th}$ 

путной добычи, рудничных и дренажных вод. Вентиляционные выбросы и водоотлив по этим выработкам поддаются контролю, определяющему возможность сбрасывать их в окружающую среду очищенными от радионуклидов или неочищенными.

К неорганизованным источникам радиоактивного загрязнения относятся промплощадки рудников, на которых осуществляются процессы перемещения и предварительной обработки руды. Это — транспортировка руды, размещение ее в бункерах, погрузка, предварительное дробление, складирование, радиометрическая сортировка на РОФ. Загрязнители, поступающие в окружающую среду с промплощадок, — это радон и аэрозоли. Уровень загрязнения атмосферного воздуха радоном и аэрозолями на промплощадках урановых рудников зависит от таких факторов, как число и дебит источников загрязнения, структура поверхностного комплекса, возможности естественного проветривания, характеристика выброса вентиляционной струи. Поступление радона в атмосферу из транспортируемой и обрабатываемой руды на поверхности обычно незначительно, большую заботу вызывает пыление с выходом в атмосферу радиоактивных аэрозолей.

Рис. 3.3. Зоны территории уранового рудника с различной интенсивностью  $\gamma$ -излучения, превышающей естественный фон:

1 — в 6–10 раз; 2 — в 3–6 раз; 3 — в 2–3 раза

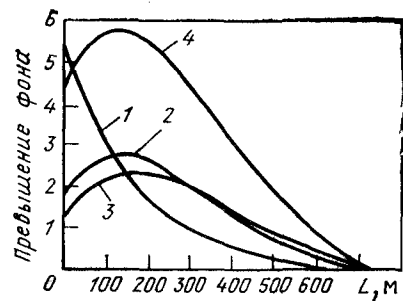


Рис. 3.4. Зависимость радиоактивного загрязнения атмосферного воздуха в районе добычи урановых руд от расстояния до источника излучения:

1 —  $^{222}\text{Rn}$ ; 2 —  $^{238}\text{U}$ ; 3 —  $^{226}\text{Ra}$ ; 4 — суммарная  $\alpha$ -активность

Неорганизованными источниками загрязнения среды следует также считать рудные склады (открытые и закрытые), отвалы забалансовых руд и пустых пород. Эти источники загрязняют радиоактивностью не только атмосферу, почву, растительность, объекты и оборудование, но также поверхностные и подземные воды. Количественное поступление радиоактивных загрязнений из этих источников определяется содержанием в них урана, радия и других радиоактивных элементов, физико-химическими свойствами руды и пород и метеорологическими условиями местности.

В отдельных случаях радиоактивные загрязнители проникают в окружающую среду по каналам утечки: радона в атмосферу — через обрушения, трещины, незатампированные скважины; рудничных вод в нижележащие горизонты, особенно сдренированные, — через разломы, трещины, незатампированные скважины, путем фильтрации.

В целом уровень радиоактивной загрязненности воздуха и территорий в пределах промплощадок современных урановых рудников невысок, поскольку и радон и аэрозоли быстро разбавляются большими массами воздуха. На большинстве рудников (зоны загрязнения промплощадки одного из них показаны на рис. 3.3) радиоактивная загрязненность атмосферы, превышающая фоновую, наблюдается на расстоянии 500—600 м (рис. 3.4), почвы на расстоянии 700—800 м (рис. 3.5), растительности на расстоянии 500—800 м (рис. 3.6) от основного источника загрязнения.

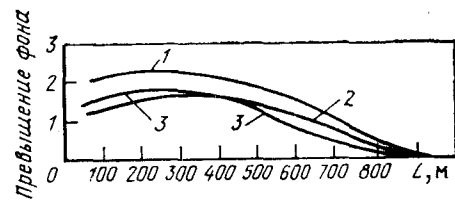
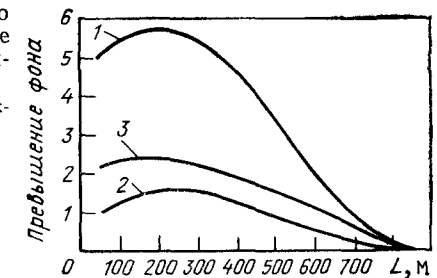


Рис. 3.5. Зависимость радиоактивного загрязнения почвы в районе добычи урановых руд от расстояния до источника излучения:

1 —  $^{226}\text{Ra}$ ; 2 —  $^{238}\text{U}$ ; 3 — суммарная  $\alpha$ -активность

Рис. 3.6. Зависимость радиоактивного загрязнения растительности в районе добычи радиоактивных руд от расстояния до источника излучения:

1 —  $^{238}\text{U}$ ; 2 —  $^{226}\text{Ra}$ ; 3 — суммарная  $\alpha$ -активность



Радиоактивное загрязнение территорий, прилегающих к промплощадкам урановых рудников, обусловлено в основном механическими потерями ураносодержащих веществ и, частично, диффузионным загрязнением почвы оседающей радиоактивной пылью и аэрозолями, образовавшимися в результате эксплуатации рудных складов, отвалов, автомобильных и железных дорог.

На урановых карьерах источниками загрязнения окружающей среды могут служить: все карьерное пространство и прилегающие участки земли, на которых отсыпаются обладающие радиоактивностью пустые породы и складированы руды, аэрозоли и пыль, загрязняющие атмосферу, а через нее — почву и водоемы; карьерные воды, несущие соединения урана, радия и других радиоактивных и тяжелых металлов, которые загрязняют почву и водоемы (поверхностные и подземные); площадки складирования и хранения товарных и забалансовых руд.

Все источники загрязнения при открытых горных работах относятся к неорганизованным источникам, хотя предупреждение пыления и образования аэрозолей, связанное с рядом технологических процессов и транспортом, вымыванием урана и других элементов из отвалов, поддается управлению.

Геотехнологические способы разработки, в частности наиболее широко распространенный метод ПВ, в целом характеризуются высокой чистотой работ, если не принимать во внимание возможные аварийные ситуации или небрежное отношение к выполнению требований технологии. Источников загрязнения у этих способов практически нет. Существует лишь один, относящийся к неорганизованным источникам, обуславливающий загрязнение ураном и другими радионуклидами подземных вод в связи с потерей контроля за потоками выщелачивающих растворов. Выделение радона из производственного раствора происходит в основном при разгрузке последнего в прудах-накопителях, причем интенсивность радионувыведения снижается со временем. Определенную опасность представляет также накопление в этих прудах-накопителях песков, содержащих практически всю гамму естественных радионуклидов и множество тяжелых металлов.

Гидродобыча через скважины при нормальных условиях работы практически свободна от загрязнения подземных вод. Единственный загрязнитель — радон, высвобождающийся из пульпы при

ее разгрузке в сборный бассейн и из самого бассейна, а также радиоактивные илы этого бассейна.

**При радиометрической сортировке** все процессы (грохочение, дробление, сама сортировка) связаны с пылеобразованием и, естественно, радоновыделением. Технология обогащения каким-либо другим методом так же неизбежно связана с процессами дробления и измельчения, характеризующимися интенсивным пыле- и радоновыделением.

Радиоактивная пыль и радон, выделяющиеся в процессе рудо-подготовки, поступают в окружающую среду как организованным (с помощью вентиляционных систем), так и неорганизованным (из бункеров, через окна, неплотности и т. п.) путями. Пыль, образующуюся при дроблении и сухом грохочении, можно улавливать с помощью циклонов и мокрых скрубберов и возвращать в технологический процесс.

На стадиях **гидрометаллургического передела** в окружающую среду выделяются радон (выщелачивание, сорбция, химическое осаждение) или радиоактивные аэрозоли (конечные стадии передела, готовая продукция.)

Особый вид загрязнения окружающей среды, связанный с работой ГМЗ, — **загрязнение от хвостохранилищ** — мест складирования и долговременного хранения отходов гидрометаллургической переработки руды. Этот вид отходов при добыче и переработке радиоактивных руд является основным источником загрязнения окружающей среды, который может нанести ущерб и элементам среды (атмосфера, воды, почва, растительность), и населяющим ее биологическим объектам, в том числе и людям проживающим вблизи от хвостохранилищ. Радоновыделение из хвостохранилищ при высокой степени измельчения хвостов в 5—10 раз превышает радоновыделение среднемасштабного подземного рудника. Радиационное загрязнение окружающей среды из хвостохранилищ почти на три порядка превышает влияние собственно горных работ, что определяет необходимость тщательной изоляции хвостохранилищ.

### 3.2. Классификация и количественная оценка отходов при добыче и переработке радиоактивных руд

В уранодобывающей промышленности, как и в любой другой горнодобывающей отрасли, отходы можно подразделить на отходы производства и отходы потребления.

**Отходы производства** — это остатки сырья, материалов или полуфабрикатов, потерявших свои первоначальные потребительские свойства в процессе производства продукции, а также побочные продукты механической или физико-химической переработки сырья. Отходы горнодобывающей промышленности обычно не связаны с изменением структуры исходного сырья, отходы же сопряженной с ней перерабатывающей промышленности являются во многом результатом физико-химических превращений.

**Отходы потребления** в горной промышленности — это вышедшие из строя машины, механизмы, детали, конструкции, утратившие свою пригодность материалы, вещества и др.

Накопление отходов не является неизбежной закономерностью, так как часть из них, в соответствии с развитием современной науки и техники, может быть использована в пределах предприятия — источника отходов или других предприятий, для которых отходы могут служить технологическим сырьем.

Поэтому необходимо подразделение отходов производства и потребления на отходы, имеющие остаточную практическую ценность (сырьевые отходы), и отходы, использование которых, при достигнутом техническом уровне, экономически или технологически нецелесообразно вследствие их малого количества, низкого содержания полезных компонентов, физико-механических, химических, радиологических и технологических свойств (несырьевые отходы или отбросы).

Выявление сырьевых отходов необходимо производить на стадии разведки и оценки месторождения, а при проектировании должны намечаться пути последующего их использования внутри предприятия — источника отходов или на других предприятиях.

Отличительной особенностью урановой отрасли от всякой другой горнодобывающей отрасли промышленности является радиоактивность практически всех ее отходов.

По агрегатному состоянию радиоактивные отходы подразделяются на твердые, жидкие и газообразные. Количество и состав отходов зависят от характеристики рудного сырья и условий его добычи и первичной переработки.

Твердые отходы урановых рудников и карьеров представляют собой пустые породы (с фоновой или близкой к ней радиоактивностью), забалансовые урановые руды, неиспользуемые попутно добываемые полезные ископаемые.

При разработке месторождений подземным способом на каждую тонну добываемой руды приходится 0,2—0,3 т, а то и более пустых пород и забалансовых руд из горно-капитальных, подготовительных и нарезных работ. На предприятиях, ведущих открытую добычу, на каждую тонну руды может приходиться до 8—10 и более т пустых пород от вскрыши карьера. Кроме того, в каждой тонне добытой руды может находиться от 5 до 25—30% пустых пород (забалансовых руд) из-за ее разубоживания. Они могут быть частично удалены при радиометрической сортировке (с выделением хвостов РОФ).

При гидрометаллургическом переделе практически вся подвергающаяся переработке масса переходит в отходы в виде хвостов. Таким образом, при добыче и переработке 1 т урановой руды выделяется от 1,3—1,6 т (подземный рудник) до 10—15 т и более (карьер) твердых отходов.

Жидкие отходы урановых рудников [17] представляют собой в основной массе дренируемые подземные воды (их количество может составлять до 2000 м<sup>3</sup>/сут и более), а также слабоактивные



Таблица 3.1. Химический состав жидких отходов урановых рудников

Компонент	Концентрация, мг/л	Компонент	Концентрация, мг/л
<b>Шахтные воды (pH=6,8÷7,5)</b>			
Уран естественный	0,3—10,0	Железо	0,5—1,0
<sup>226</sup> Ra	(5,0—10,0)·10 <sup>-11</sup>	Хлориды	2,0—300
<sup>222</sup> Rn	(5,0·100,0)·11 <sup>-11</sup>	Гидрокарбонаты	20—400
Na и K	40—150	Сухой остаток	500—1000
Ca	100—300		
Mg	10—40		
<b>Сточные воды спецпрачечных и душевых (pH=8)</b>			
U	0,5—15,0	Нитраты	100—250
<sup>226</sup> Ra*	(1,0—1,4)·10 <sup>-10</sup>	Сухой остаток	3000
Сульфаты	250—400		
*Ки/л			

сточные воды спецпрачечных и душевых (суммарное количество от 100 до 300 м<sup>3</sup>/сут). Состав этих вод может колебаться в широких пределах, о чем можно судить по данным табл. 3.1. [18].

Существенную опасность представляют различного рода радионуклиды: изотопы урана, <sup>226</sup>Ra, <sup>230</sup>Th, <sup>210</sup>Po, <sup>210</sup>Pb, накапливаемые на почве, в илах донных отложений местной гидрографической сети в результате сброса неочищенных шахтных вод. Общая их активность достигает 10—50 Бк/л, тогда как ПДК для водоемов составляет лишь 0,111 Бк/л.

Хвосты ГМЗ содержат количество воды, равное по массе твердой части. Кроме того, переработка каждой тонны руды сопровождается получением около 3 т рафината. Таким образом, переработка 1 т. руды дает (с учетом промывочной воды, верхнего слива сгустителей, фильтрата) более 4 т жидких отходов. Химический состав жидкой части рудной пульпы ГМЗ, направляемой в хвостохранилище, зависит от технологии переработки и колеблется в широких пределах (табл. 3. 2).

Как закрытые, так и действующие хвостохранилища урановых ГМЗ постоянно загрязняют окружающую среду путем утечки загрязненных водных отходов через дамбу, основание, системы удержания или почву. Так, например, утечки жидких отходов из действующих хвостохранилищ урановых заводов на оз. Эллиот в Канаде составляют примерно 0,25 м<sup>3</sup>/с. Состав и скорость утечки различных радионуклидов при этом показаны в табл. 3. 3. [16].

Количество радона, радиоактивных аэрозолей и пыли, выбрасываемых в атмосферу вентиляционной струей подземного рудника, зависит от его производительности, определяющей производительность вентиляторов главного проветривания, и общерудничного дебита радона. Урановый рудник средних размеров, разрабатывающий месторождение, руды которого содержат десятки доли процента урана, выбрасывает в атмосферу до 8·10<sup>10</sup> Бк/сут Rn

Таблица 3.2. Химический состав жидкой фазы отвальной рудной пульпы ГМЗ (pH=7,8÷8) [17]

Компонент	Концентрация, мг/л
Уран естественный	0,5—5,0
<sup>226</sup> Ra	(2,7—8,0)·10 <sup>-10</sup> Ки/л
<sup>210</sup> Po	(5,0—15,0)·10 <sup>-10</sup> Ки/л
Диоксид железа	Следы
Оксид кальция	700—800
Оксид магния	100—200
Диоксид кремния	20—40
Оксид марганца	50—100
Na и K	200—400
Сульфаты	2000—3500
Нитраты	500—3000
Сухой остаток	8000—10 000

Таблица 3.3. Типичные концентрации и скорости утечки жидких отходов из бассейна для хвостов урановых заводов на оз. Эллиот (Канада)

Радионуклид	Концентрация, 3,7·10 <sup>-2</sup> Бк/л	Скорость утечки, 3,7·10 <sup>10</sup> Бк/год
<sup>238</sup> U	10—20	0,08—0,2
<sup>234</sup> U	10—20	0,08—0,2
<sup>230</sup> Th	1—20	0,008—0,2
<sup>226</sup> Ra	1—7	0,008—0,06
<sup>210</sup> Pb	<4	<0,03
<sup>210</sup> Po	5—30	0,04—0,2
<sup>232</sup> Th	1—5	0,008—0,04
<sup>228</sup> Th	1—3	0,008—0,02
<sup>228</sup> Ra	<2	<0,02

[12]. Соотношение выбросов в атмосферу остальных загрязняющих веществ различными источниками показано на рис. 3.7.

Суммарный объем радиоактивных вентиляционных выбросов ГМЗ зависит от содержания урана и других радионуклидов в перерабатываемой руде и от производительности завода (это примерно 3,7·10<sup>10</sup> Бк/сут). По данным [19], общезаводской выброс долгоживущих α-активных аэрозолей может достигать нескольких десятков миллионов беккерелей в сутки.

### 3.3. Классификация и качественная оценка отходов при добыче и переработке радиоактивных руд

Согласно международной классификации, принятой МАГАТЭ [20], твердые отходы подразделяются на 4 категории и дифференцируются не только по степени активности, но и по виду излучения (табл. 3. 4).

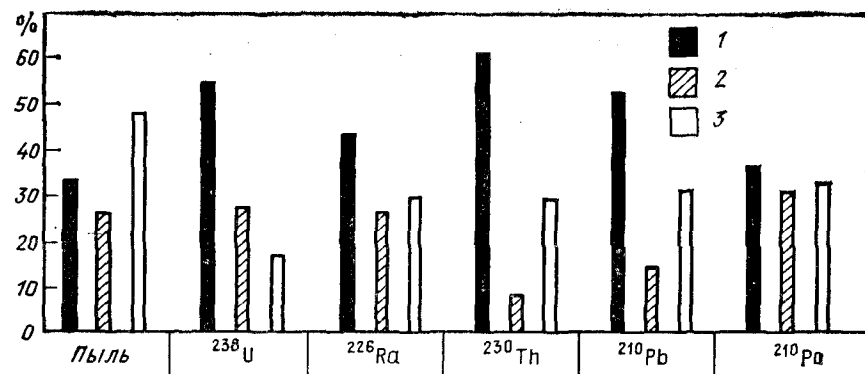


Рис. 3.7. Диаграмма вредных выбросов уранодобывающего предприятия:  
1 — вентиляционные выбросы; 2 — ДОФ, ДСК, РОФ и пр.; 3 — отвалы пустых пород, склады забалансовых руд

**Твердые отходы** согласно НРБ—76 считаются радиоактивными [21], если:

удельная их активность больше  $2 \cdot 10^{-6}$  Ки/кг для  $\beta$ -активных веществ, больше  $2 \cdot 10^{-7}$  г-экв. радия/кг для  $\gamma$ -активных веществ; мощность экспозиционной дозы  $\gamma$ -излучения на расстоянии 0,1 м от поверхности более 0,1 мР/ч;

уровни загрязнения поверхностей превышают  $5\alpha$ -част./( $\text{см}^2 \cdot \text{мин}$ ) или  $50\beta$ -част./( $\text{см}^2 \cdot \text{мин}$ ), определяемых на площади  $100 \text{ см}^2$ .

Основную массу твердых радиоактивных отходов составляют хвосты ГМЗ. По своему химическому составу твердая часть хвостов близка к исходной руде, из которой удалено основное количество урана.

Хвосты заводов, на которых применяется кислотное выщелачивание, содержат больше  $^{230}\text{Th}$ , чем хвосты карбонатного выщелачивания.  $^{226}\text{Ra}$ , наоборот, бывает больше в хвостах после карбонатного выщелачивания. Однако в целом радиоактивность хвостов и после кислотного, и после карбонатного выщелачивания практически одинакова.

Удельная радиоактивность хвостов ГМЗ по сравнению с рудой

Таблица 3.4. Классификация твердых отходов

Категория	Мощность дозы облучения на поверхности отходов, Р/ч	Условное обозначение (цвет)	Примечание
1	$P < 0,2$	Голубой	$\beta$ -, $\gamma$ -Излучение
2	$0,2 < P < 2$	Черный	$\alpha$ -Излучение
3	$P > 2$	Красный	Не идентифицируется
4	$\alpha$ -активность	Белый	$\alpha$ -Излучение преобладает, $\beta$ -, $\gamma$ -излучения не идентифицируются Нет подозрений критичности

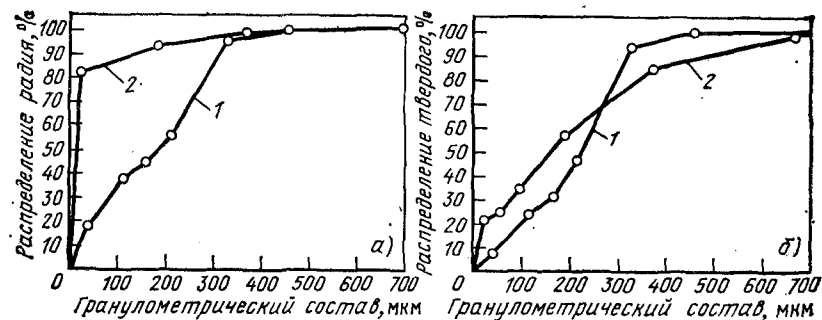


Рис. 3.8. Гистограмма распределения  $^{226}\text{Ra}$  (а) и твердого (б) в измельченной руде до (1) и после (2) выщелачивания; урановая руда месторождения Амброзия-Лейк, шт. Нью-Мексика, США

снижается незначительно, так как с урановым продуктом извлекается лишь около 15% общей радиоактивности перерабатываемой руды. В результате распада некоторых короткоживущих ЕРН ( $^{234}\text{Th}$ ,  $^{234}\text{Ra}$  и др) в хвостах остается 70% первоначальной радиоактивности [16]. Однако из-за накопления огромных масс хвостов и присутствия в них тория ( $^{230}\text{Th}$ , период полураспада  $8,0 \cdot 10^4$  лет) и радия ( $^{226}\text{Ra}$ , период полураспада  $0,16 \cdot 10^4$  лет), а также остаточного урана и его долгоживущих изотопов (период полураспада сотни миллионов лет) эта радиоактивность остается практически на бесконечный период времени.

Радиоактивность хвостов обычно определяют по количеству находящегося в них  $^{226}\text{Ra}$ . При производительности ГМЗ 2000 т руды в сутки и содержания  $\text{U}_3\text{O}_8$  в ней равном 0,2% в хвосты ежедневно попадает примерно  $3,7 \cdot 10^{10}$  Бк (1 Ки)  $^{226}\text{Ra}$  и через 20 лет в них содержится  $2,6 \cdot 10^{14}$  Бк (7000 Ки)  $^{226}\text{Ra}$  при средней концентрации в сухих хвостах около 16,5 Бк/г (50 Ки/г). Большая часть радия обычно остается в твердых отходах (в растворах находится примерно 1%  $^{226}\text{Ra}$  при концентрации от 9,25 до 185 Бк/л) [16]. При этом отмечается приуроченность  $^{226}\text{Ra}$  к измельченному рудному материалу, т. е. к шламовой части хвостов. Исследованиями, проведенными в США [22], установлено (рис. 3.8), что в свежем измельченной руде радий распределяется практически равномерно, а после выщелачивания урана 80—90%  $^{226}\text{Ra}$  связано с фракциями — 325 меш (меньше 44 мкм).

Жидкие отходы считаются радиоактивными, если содержание в них радиоактивных веществ превышает допустимые концентрации, установленные для питьевой воды. По классификации МАГАТЭ [20], жидкие радиоактивные отходы делятся на 5 категорий (табл. 3.5), однако на практике различают 3 группы данных отходов: низкоактивные ( $10^{-9}$  Ки/л и ниже), среднеактивные (от  $10^{-9}$  до  $10^{-5}$  Ки/л) и высокоактивные ( $10^{-4}$  Ки/л и выше).

Общей особенностью разработки урановых рудников является постепенное увеличение радия в рудничных водах по мере отра-

Таблица 3.5. Классификация жидких радиоактивных отходов

Категория	Удельная активность А, Ки/л	Потребность в обработке	Условное обозначение (цвет)
1	$A < 10^{-9}$	Не перерабатываются Без защиты. Перерабатываются обычными методами	Голубой Черный
2	$10^{-9} < A < 10^{-6}$		
3	$10^{-6} < A < 10^{-4}$	Защита возможна Защита необходима Необходимо охлаждение	» Красный »
4	$10^{-4} < A < 10^{-1}$		
5	$10^1 < A$		

ботки месторождения. Если естественная концентрация радия в шахтных водах до начала разработки составляет всего лишь несколько сотых беккерелей на литр, то уже при производстве подготовительных работ, особенно при рудной подготовке, содержание радия в рудничных водах достигает 0,3—0,5 Бк/л, что в десятки раз выше фоновых, при полном развитии горных работ содержание радия повышается до 0,86, а в отдельных случаях до 3,7—5,5 Бк/л, тогда как ПДК  $^{226}\text{Ra}$  совместно с  $^{228}\text{Ra}$  согласно нормам МКРЗ в рудничных водах не должна превышать 0,185 Бк/л при сбрасывании их в естественную гидрографическую сеть, а радиоактивность в водоемах не должна превышать 0,1 Бк/л.

Газообразные отходы по классификации МАГАТЭ [20] разделяются по степени радиоактивности на 3 категории (табл. 3.6).

В целом загрязнение атмосферного воздуха радоном и продуктами его распада вблизи заводов не превышает допустимых норм. Повышенные, но допустимые его содержания отмечаются у расходных складов и в цехах рудоподготовки. На расстоянии 100—150 м от этих источников с подветренной стороны фиксировались концентрации  $(18,5—26) \cdot 10^{-2}$  Бк/л, на расстоянии 200—250 м —  $(3,7—11,1) \cdot 10^{-2}$  Бк/л. За чертой заводской территории повышения содержания радона в воздухе почти не отмечается [19].

Основная доля радиоактивной загрязненности окружающей среды вокруг ГМЗ принадлежат аэрозолям. Аэрозоли, сначала загрязняющие атмосферу, выпадают как на территории завода, так и на прилегающих к заводу территориях, загрязняя их долгоживущими радиоактивными элементами. Однако концентрация этих элементов обычно не столь высока, чтобы можно было говорить об опасности облучения персонала завода [19]. Тем не менее на отдельных участках заводских площадок возможны довольно концентрированные выпадения радиоактивности — до 40 Бк/м<sup>2</sup>·сут).

Наиболее опасным является загрязнение окружающей среды хвостохранилищами урановых предприятий. Интересны результаты сравнительных расчетов выхода радиоактивных аэрозолей и радона по процессам переработки урановой руды и удаления от-

Таблица 3.6. Классификация газообразных отходов

Категория	Удельная активность А, Ки/м <sup>3</sup>	Условное обозначение (цвет)	Примечание
1	$A < 10^{-10}$	Голубой	Обычно не обрабатывают Обычно фильтруют Обычно обрабатывают другими методами
2	$10^{-10} < A < 10^{-6}$	Черный	
3	$10^{-6} < A$	Красный	

ходов (табл. 3.7). Расчеты проводились в США на модели уранового завода производительностью 1800 т руды в сутки с содержанием  $\text{U}_3\text{O}_8$ , равным 0,16 % [16].

Как видно из результатов расчетов, выход радиоактивных аэрозолей при технологических процессах хранения, размолла и измельчения руды, сушки и упаковки уранового концентрата (в последнем процессе, за исключением  $^{238}\text{U}$  и  $^{234}\text{U}$ ) намного ниже, чем из хвостохранилищ, особенно по радонвыделению.

Влияние хвостохранилищ на радиационное загрязнение окружающей среды в рамках всего ядерно-топливного цикла соизмеримо с АЭС и во всяком случае в десятки и сотни раз превышает влияние горных работ.

#### 3.4. Социально-экономические последствия размещения радиоактивных отходов на поверхности и основные направления безотходной технологии добычи и переработки радиоактивных руд

В отличие от других горнодобывающих отраслей, где 80—85 % затрат по охране среды связано с очисткой шахтных вод, 10—15 % с очисткой атмосферы и лишь 5—10 % — с утилизацией твердых отходов, при разработке радиоактивных руд основная доля затрат должна быть направлена на обеспечение максимальной утилизации или захоронения твердых отходов горного произ-

Таблица 3.7. Расчетный выход радиоактивных аэрозолей по различным процессам переработки и удаления отходов

Радионуклид	Выход, $3,7 \cdot 10^{10}$ Бк/год			
	из бункера для хранения руды	при размолла и измельчении руды	при сушке и упаковке уранового продукта	из хвостохранилища
$^{238}\text{U}$	0,001	0,0003	0,072	0,014
$^{234}\text{U}$	0,001	0,0003	0,072	0,014
$^{230}\text{Th}$	0,001	0,0003	0,004	0,19
$^{226}\text{Ra}$	0,001	0,0003	0,0001	0,20
$^{210}\text{Po}$	0,001	0,0003	0,0001	0,20
$^{210}\text{Pb}$	0,001	0,0003	0,0001	0,20
$^{222}\text{Rn}$	—	—	—	7000

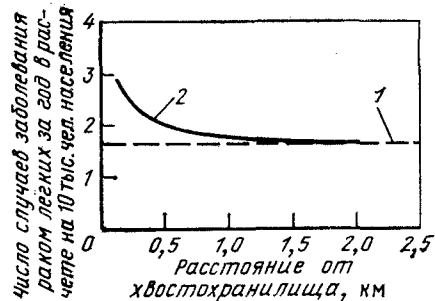


Рис. 3.9. Зависимость заболеваемости раком легких людей, проживающих вблизи хвостохранилищ урановых гидрометаллургических заводов (США) от расстояния:

1 — по различным причинам; 2 — при воздействии радона и его дочерних продуктов, выделяющихся из хвостохранилищ

водства, шахтных вод, рудничной пыли, хвостов обогащения и переработки руд с учетом возможности их накопления, консолидации и длительного радиационного воздействия на окружающую среду, отдаленные последствия которого пока четко не выяснены. Однако общеизвестно, что работа на урановых рудниках связана с определенным профессиональным риском не только для горнорабочих, но и лиц, живущих вблизи уранодобывающих и перерабатывающих производств. Этот риск существенно возрастает при снижении расстояния от мест постоянного проживания до хвостохранилищ ГМЗ (рис. 3. 9).

Полная утилизация отходов — основа охраны окружающей среды при разработке месторождений радиоактивных руд. Она же и определяет структуру затрат на эти цели. При этом экологически безопасные решения — это, как правило, и наиболее экономичные.

Основные принципы охраны окружающей среды — предупреждение и изоляция — применимы к разработке радиоактивных руд даже в большей степени, чем для других горнодобывающих отраслей. Руководствуясь этими принципами, можно сформулировать основные направления безотходной или малоотходной добычи и переработки радиоактивных руд, а именно:

снижение потерь полезных ископаемых и разубоживания руд при их добыче;

кучное выщелачивание урана из забалансовых руд и хвостов радиометрического обогащения;

комплексное использование добываемых руд при максимально возможном извлечении из них основного и попутных компонентов; максимально возможное использование (утилизация) твердых отходов в народном хозяйстве (промышленном строительстве, строительстве авто и железных дорог, дамб и т. п.);

сокращение площадей земельных отводов под промышленные предприятия, отвалы, склады и коммуникации; восстановление или консервация нарушенных земель;

очистка рудничных вод и промстоков с целью их последующего использования; широкое внедрение систем оборотного водоснабжения водоемких производств;

разделение по крупности и использование песковой фракции хвостов гидрометаллургических заводов;

сокращение пылегазовых выбросов в атмосферу.

Решение проблем безотходной или малоотходной добычи радиоактивных руд начинается на самых ранних стадиях освоения их месторождений при выборе схем вскрытия, подготовки и систем разработки месторождений. Создание малоотходных производств возможно на основе применения: на подземных рудниках — многокаскадных схем вскрытия и подготовки с захоронением на нижних горизонтах каждого каскада пустых пород и забалансовых руд вышележащих горизонтов, систем разработки с твердеющей закладкой, приготовление которой дает возможность полной утилизации пустых пород, забалансовых руд, песковой части хвостов ГМЗ и золошлаков ТЭС, шахтных вод; расширения области применения внутреннего отвалообразования на карьерах; практически безотходного подземного выщелачивания урановых месторождений и других технических решений.

Важным элементом безотходности производства при разработке радиоактивных руд является рекультивация нарушенных земель, отвалов пустых пород, складов забалансовых руд, хвостохранилищ и отстойников подземного выщелачивания. При этом если рекультивация нарушенных земель и отвалов пустых пород может осуществляться обычными методами, принятыми на горнодобывающих предприятиях других отраслей, то рекультивация потенциально радиационно опасных отвалов, террикоников и особенно хвостохранилищ должна предусматривать специальные мероприятия.

Как одно из интересных направлений утилизации забалансовых руд и хвостов радиометрического обогащения следует отметить возможность их кучного выщелачивания, что значительно больше удовлетворяет требованиям горнотехнической и последующей биологической рекультивации куч, чем хвостохранилищ.

Разработка и внедрение таких новых технических решений, как ведение работ снизу вверх с применением твердеющей закладки, оптимизация параметров и структуры систем разработки, расширение объемов внутреннего отвалообразования на карьерах, практически безотходного подземного выщелачивания руд и других прогрессивных технических решений позволит создать основы для безотходных или малоотходных технологий добычи руд.

## РАЗДЕЛ II

### НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ БЕЗОТХОДНОЙ (МАЛООТХОДНОЙ) ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Кардинальным направлением в защите биосферы от загрязнения в современных условиях является создание и внедрение безотходных, малоотходных и малотоксичных производств, работающих по принципу замкнутого цикла и рециркуляции природных ресурсов. При этом должны соблюдаться следующие требования: отсутствие газообразных, жидких и твердых отходов и их комбинаций; экономическая рентабельность; использование в дальнейшем производстве в новом качестве сырья, продуктов и машин.

Решение проблемы создания мало- и в будущем безотходных производств в многотоннажных горнодобывающих и перерабатывающих отраслях возможно при обеспечении комплексного использования всех веществ, получаемых в процессе добычи и переработки полезных ископаемых.

В настоящее время при подземной разработке месторождений радиоактивных руд практически на каждую тонну товарной руды выходит от 1,5 до 3 т отходов горно-металлургического производства, нуждающихся в размещении на поверхности. При открытой добыче руд объемы твердых отходов в виде пустых вскрышных пород, забалансовых руд, хвостов обогащения и переработки превышают объемы товарных руд в десятки и сотни раз. Под складирование твердых отходов урановых рудников и карьеров занимает в среднем 0,7-0,8 га на каждые 100 тыс. м<sup>3</sup>. Стоимость рекультивации таких земель достигает 10-15 тыс. руб на 1 га. Поэтому на пути конкретизации решения проблем создания безотходных или малоотходных процессов добычи руд экономически и социально более целесообразным становится не ликвидация, а предупреждение формирования отходов при разработке месторождений на основе:

сокращения выхода твердых отходов при добыче полезных ископаемых путем создания и внедрения новых схем вскрытия, подготовки и отработки месторождений;

утилизации отходов непосредственно при ведении горных работ в твердеющую закладку;

создания технологических схем комплексной переработки сырья и извлечения из него полезных ископаемых;

использования отходов в смежных производствах и в других отраслях народного хозяйства.

При этом только комплексное, аналитически обоснованное решение проблемы по всем указанным направлениям позволяет соз-

дать малоотходное (безотходное) производство. Создание такого производства, которое в первую очередь необходимо для наиболее крупнотоннажных открытых горных работ, требует не только изменения организационно-экономических условий функционирования предприятий, но и кардинальных изменений технических решений по вскрытию и подготовке месторождений, направлению углубления карьеров, ведению подземных горных работ и других технологических изменений. Их научно-техническому обоснованию и посвящен данный раздел книги.

#### Глава 4

### ФОРМИРОВАНИЕ КАРЬЕРНОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Использование полезных ископаемых, попутно добываемых из вскрышных пород на карьерах, позволяет не только существенно повысить экономическую эффективность действующих карьеров, но и значительно расширить границы открытых горных работ при повышении экономически целесообразной их глубины. Реализация при этом принципа приоритета добычи основного полезного ископаемого накладывает существенные ограничения на режим открытых горных работ по добыче и использованию попутно добываемых полезных ископаемых, требуя не только изменения направления углубления карьеров, ускоренной или замедленной подготовки его отдельных горизонтов, но и создания аккумулирующих складов горнорудной массы для стабилизации ее выпуска по различным периодам эксплуатации карьера. Все это несколько усложняет технологию и организацию открытых горных работ, но существенно окупается безотходностью или малоотходностью производства.\*

#### 4.1. Изменение глубины карьера в зависимости от степени использования вмещающих пород

Использование вмещающих пород позволяет существенно расширить контуры карьера как по глубине, так и по фронту горных работ. Это расширение тем более значительно, чем глубже дифференцированное распределение в карьерном поле основных и попутно добываемых полезных ископаемых.

Объем горной массы (в м<sup>3</sup>) в первоначальных контурах карьера (рис. 4.1), установленных без учета рационального использования вмещающих пород, можно выразить как

$$V_{\text{ГМ}} = \text{ctg} \alpha H^2 L,$$

\* Мосинец В. Н., Пешкова М. Х. Стабилизация производительности карьеров при добыче попутных полезных ископаемых. — Горный журнал, 1986. № 5. С. 18-20.

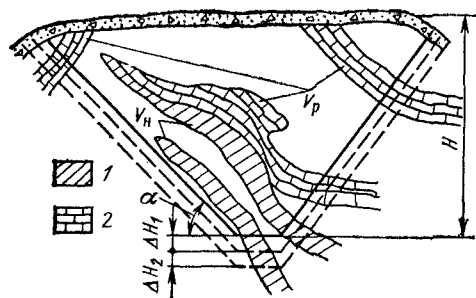


Рис. 4.1. Контуры карьера на условном месторождении:

1 — основное полезное ископаемое;  
2 — попутное полезное ископаемое

где  $\alpha$  — углы погашения бортов карьера, град;  $H$  — первоначально установленная глубина карьера, м;  $L$  — длина карьера в данном разрезе, м.

Объем основного полезного ископаемого (в  $m^3$ ) пропорционален:

$$V_n = \frac{\text{ctg } \alpha H^2}{K_{\text{сд}} + 1} L,$$

где  $K_{\text{сд}}$  — средний допустимый коэффициент вскрыши,  $m^3/m^3$ .

Объем вскрышных пород (в  $m^3$ ) выражается как

$$V_v = \frac{\text{ctg } \alpha H^2 K_{\text{сд}}}{K_{\text{сд}} + 1} L.$$

Объем попутных полезных ископаемых (в  $m^3$ ), находящихся во вмещающих породах:

$$V_p = \frac{\eta \text{ctg } \alpha H^2 K_{\text{сд}}}{K_{\text{сд}} + 1} L,$$

где  $\eta$  — степень использования вмещающих пород или отношение объема попутно добываемых полезных ископаемых к общему объему вскрышных пород.

Если предположить, что основное полезное ископаемое распространяется и за контурами карьера, то реализация вмещающих пород в объеме, пропорциональном  $V_p$ , даст возможность расширить контуры карьера на величину этого же объема при том же среднем допустимом коэффициенте вскрыши. В свою очередь, при дополнительном разное бортов в объеме, пропорциональном  $V_p$ , вовлекается в разработку открытым способом дополнительный объем основного полезного ископаемого, который может быть отработан с коэффициентом вскрыши, равным  $K_{\text{сд}}$ .

Тогда объем горной массы (в  $m^3$ ) в прирезаемых контурах по отношению к первоначально установленным выразится:

$$V_{\text{гм1}} = V_p + \Delta H_1 m (K_{\text{сд}} + 1) L,$$

где  $\Delta H_1$  — прирост глубины карьера за счет использования вмещающих пород в объеме  $V_p$ , м;  $m$  — условная средняя мощность

основного полезного ископаемого в прирезаемом слое, м:

$$m = \frac{\text{ctg } \alpha H}{K_{\text{сд}} + 1}.$$

Таким образом, получаем:

$$V_{\text{гм1}} = \frac{\eta \text{ctg } \alpha H^2 K_{\text{сд}}}{K_{\text{сд}} + 1} L + \Delta H_1 \text{ctg } \alpha H L.$$

Прирезаемая часть геометрически может быть выражена следующим образом:

$$V_{\text{гм1}} = 2\Delta H_1 H \text{ctg } \alpha L + \Delta H_1^2 \text{ctg } \alpha L.$$

Приравнивая эти выражения и решая полученное уравнение относительно  $\Delta H_1/H$ , получаем:

$$\frac{\Delta H_1}{H} = \frac{1}{2} \sqrt{1+a} - \frac{1}{2},$$

где  $a = 4K_{\text{сд}}\eta/(1+K_{\text{сд}})$ .

Повышение степени полезного использования вмещающих пород  $\eta$  как доли их общего объема, добываемого в процессе вскрыши, позволяет существенно повысить глубину открытых горных работ (рис. 4.2). Это повышение тем значительней, чем более высок средний коэффициент вскрыши: если при  $K_{\text{сд}}=1$  глубина может быть повышена в 1,45 раза от первоначальной, то при повышении  $K_{\text{сд}}$  до 10, что наиболее характерно для рудных карьеров, глубина их может быть повышена до 1,6 первоначальной (рис. 4.2).

Каждое последующее приращение объема полезного использования вмещающих пород сопровождается соответствующим приращением возможной глубины карьера путем расширения отработки основного полезного ископаемого с тем же среднем допустимым коэффициентом вскрыши. В общем виде при двукратной и более этапности наращивания объема полезного использования вмещающих пород приращение глубины карьера может быть выражено зависимостью:

$$\frac{\Delta H_n}{H} = \frac{1}{2} \sqrt{1+a+a \sum_{i=1}^{n-1} \eta^i + a \sum_{i=1}^{n-1} \frac{\Delta H_i}{H} + a \sum_{i=1}^{n-2} \left( \frac{\Delta H_j}{H} \sum_{i=1}^{n-i-1} \eta^i \right) - \frac{1}{2} \sqrt{1+a+a \sum_{i=1}^{n-2} \eta^i + a \sum_{i=1}^{n-2} \frac{\Delta H_i}{H} +}$$

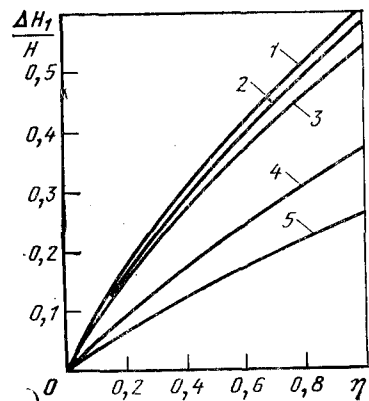


Рис. 4.2. Зависимость прироста глубины карьера  $\Delta H_1/H$  от степени использования вмещающих пород в первоначальных контурах:  
 1 — при  $K_{сд} = 50 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ; 2 — при  $K_{сд} = 10$ ;  
 3 — при  $K_{сд} = 5$ ; 4 — при  $K_{сд} = 1$ ; 5 — при  $K_{сд} = 0,5$

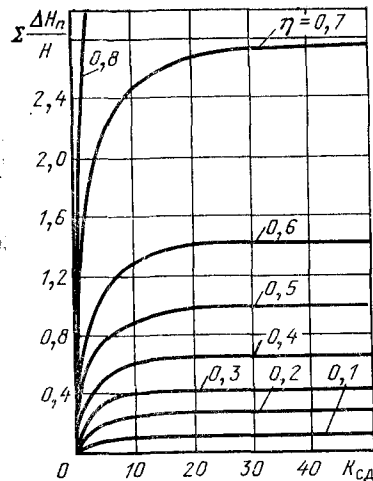


Рис. 4.3. Зависимость суммарного поэтапного прироста глубины  $\Delta H/H$  карьера от среднего допустимого коэффициента вскрыши  $K_{сд}$  и степени полезного использования вмещающих пород

$$+ a \sum_{j=1}^{n-3} \left( \frac{\Delta H_j}{H} \sum_{i=1}^{n-j-2} \eta^i \right),$$

графическое изображение которой показывает (рис. 4.3), что: наиболее существенное приращение глубины карьера наблюдается при достижении 30% и более полезного использования вмещающих пород;

при равной степени полезного использования вмещающих пород прирост глубины карьера наблюдается лишь в пределах изменения среднего коэффициента вскрыши от 0,5 до 10  $\text{м}^3/\text{м}^3$  и практически остается неизменным в области изменения коэффициента вскрыши от 10 до 50  $\text{м}^3/\text{м}^3$ .

Эта зависимость имеет принципиальное значение, так как карьеры по добыче радиоактивных руд имеют достаточно высокие допустимые средние коэффициенты вскрыши ввиду высокой стоимости добываемого сырья. Независимость изменения глубины карьера в области высоких коэффициентов вскрыши от их величины создает благоприятные условия утилизации вмещающих пород.

Полученные зависимости прироста глубины от степени использования вмещающих пород справедливы при условии, что глубина карьера не превышает некоторую величину, допустимую с общих позиций технического оснащения открытых горных работ.

Однако практический учет этих ограничений не актуален, так как степень полезного использования вмещающих пород на месторождениях радиоактивных руд редко превышает 25—30%. Более важным условием, которое необходимо учитывать при комплексной отработке месторождений, является распределение попутных полезных ископаемых по мере повышения глубины горных работ, которое может значительно повлиять на общую возможность полезного использования присутствующих в недрах попутных ископаемых.

#### 4.2. Основные принципы формирования карьерного пространства при использовании вмещающих пород

Как уже отмечалось, одной из главных особенностей месторождений радиоактивных руд является высокая ценность добываемого сырья. Поэтому основной целью совершенствования технологии их разработки является повышение качества и полноты извлечения запасов недр. Комплексное использование таких месторождений, и в частности использование незагрязненных радиоактивностью вскрышных пород, также должно быть подчинено этой цели.

При разработке двух или более полезных ископаемых в одном карьерном поле режимы их добычи обязательно взаимозависимы. Наиболее благоприятным случаем является такое взаимное залегание различных полезных ископаемых, при котором основные технологические решения, направленные на повышение эффективности добычи одного из них, будут способствовать наиболее эффективной добыче и других. Однако чаще залегание полезных ископаемых таково, что для обеспечения благоприятной добычи различных полезных ископаемых требуются компромиссные решения, оцениваемые с общих экономических позиций.

Известно, что одним из главных технологических показателей, с помощью которого производится выбор рационального направления развития карьерного пространства и регулирование режима горных работ, является коэффициент вскрыши. Так, например, все известные способы установления оптимального направления развития горных работ основаны на обеспечении минимального коэффициента вскрыши с начала отработки. А при календарном планировании необходимым требованием к режиму горных работ является постоянство текущих коэффициентов вскрыши в течение длительных периодов (не менее 8—12 лет).

При разработке двух или более видов полезных ископаемых в качестве аналогичного критерия введен средневзвешенный коэффициент горной массы [27], причем взвешивание отдельных коэффициентов горной массы производится с учетом соотношений затрат на добычу и ценностей различных полезных ископаемых. Коэффициент горной массы (в т/т) по основному полезному ископаемому может быть вычислен:

$$m_1 = V_{гм}/P_1,$$

где  $V_{ГМ}$  — объем горной массы, т;  $P_1$  — объем товарной продукции из основного полезного ископаемого, т.

Если под товарной продукцией понимать добытую усредненную руду, то коэффициент горной массы может быть представлен:

$$m_1 = (P_1 + K_B P_1) / P_1 = 1 + K_B,$$

где  $K_B$  — коэффициент вскрыши, т/т.

Коэффициент горной массы для попутного полезного ископаемого, если в качестве товарной продукции рассматривать часть вскрышных пород, определяется следующим образом:

$$m_2 = \frac{V_{ГМ}}{P_2} = \frac{P_1 + K_B P_1}{K_B P_1 \eta} = \frac{1 + K_B}{K_B \eta},$$

где  $P_2$  — объем товарной продукции из вскрышных пород, т;  $\eta$  — доля вскрышных пород, пригодных для использования в народном хозяйстве.

Средневзвешенный коэффициент горной массы (в т/т) по основному и попутному полезным ископаемым составит:

$$M = (m_1 \Delta_1 k_1 + m_2 \Delta_2 k_2) / (g_1 \Delta_1 + g_2 \Delta_2),$$

где  $\Delta$ ,  $k$ ,  $g$  — коэффициенты приведения по объему, себестоимости и цене к одному виду товарной продукции:

$$\Delta_1 = P_1 / P_1 = 1; \quad k_1 = C_1 / C_1 = 1; \quad g_1 = C_1 / C_1 = 1;$$

$$\Delta_2 = P_2 / P_1 = K_B \eta; \quad k_2 = C_2 / C_1; \quad g_2 = C_2 / C_1,$$

$C_1$ ,  $C_2$  — себестоимости добычи основного и попутного полезных ископаемых, руб./т;  $C_1$ ,  $C_2$  — цены основного и попутного полезных ископаемых, руб./т.

Подставляя формулы для  $m_1$  и  $m_2$  и коэффициенты приведения в выражение для  $M$ , получаем:

$$M = \frac{(1 + K_B)(1 + C_2/C_1)}{1 + (C_2/C_1) K_B \eta}.$$

При сопоставлении цен возможной попутной продукции (без учета затрат на переработку) с ценами на основное полезное ископаемое можно убедиться, что они различаются на один-два порядка.

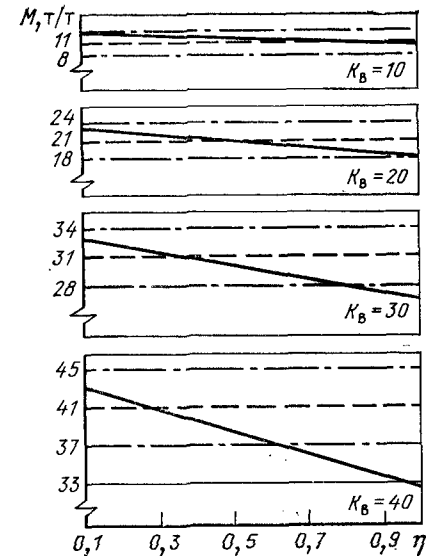
Себестоимость добычи попутных полезных ископаемых обычно равна себестоимости выемки вскрыши. Полная же себестоимость добычи основного полезного ископаемого, определяемая с учетом погашения вскрыши, существенно превышает себестоимость попутных полезных ископаемых, на которые не переносятся затраты на вскрышные работы. В этом случае полная себестоимость добычи основного полезного ископаемого (в руб./т) имеет вид

$$C_1 = C_d + K_{пл} C_B,$$

где  $C_d$  — себестоимость собственно добычи основного полезного ископаемого, руб./т;  $C_B$  — себестоимость выемки вскрыши, руб./т;  $K_{пл}$  — плановый коэффициент вскрыши, т/т.

Рис. 4.4. Зависимость средневзвешенного коэффициента горной массы  $M$  от доли полезного использования вмещающих пород  $\eta$  при различных коэффициентах вскрыши:

— — — коэффициент горной массы по основному полезному ископаемому; — — — границы области ошибок в определении коэффициента горной массы



Коэффициенты вскрыши на месторождениях радиоактивных руд колеблется от 10 до 100 т/т. Исходя из этого полная себестоимость добычи основного полезного ископаемого обычно на один-два порядка превышает себестоимость попутного полезного ископаемого.

С учетом оценок коэффициентов, приведения товарной продукции к одному виду по цене и себестоимости можно записать:

$$M = (1 + K_B)(1 + 0,1) / (1 + 0,01 K_B \eta).$$

Графическое изображение полученной зависимости (рис. 4.4) показывает, что значения средневзвешенного коэффициента горной массы выходят за пределы области ошибки лишь в том случае, когда коэффициент приведения по объему попутного полезного ископаемого к основному  $\Delta_2 = K_B \eta \geq 24$ . При указанных выше коэффициентах вскрыши на месторождениях радиоактивных руд такие значения коэффициентов приведения  $\Delta_2$  возможны лишь в том случае, когда практически вся вскрыша используется в качестве попутного полезного ископаемого, и даже в этом редком случае отклонение средневзвешенного коэффициента горной массы за пределы области ошибки незначительно.

При определении области, в которой добыча попутного полезного ископаемого не влияет на режим горных работ, выбранный по основному полезному ископаемому, плановый коэффициент погашения вскрыши принимается неизменным. В то же время при увеличении  $\eta$  количество пустых пород в карьерном поле как бы уменьшается, хотя принятая мощность предприятия по вскрышным породам и остается неизменной.

При таких условиях ( $C_2/C_1 \approx 0,1$ ;  $C_2/C_1 \approx 0,01$ ) добыча попутных полезных ископаемых с экономических позиций не существенно влияет на изменение режима горных работ, параметров системы разработки и общей схемы вскрытия, выбранных на основе анализа добычи основного сырья.

С учетом приведенных результатов, а также неизбежной зависимости режима добычи одного полезного ископаемого от режима добычи другого установление режима отработки основного сырья



и управление им следует производить в первую очередь без учета воздействий добычи попутных полезных ископаемых. Такой подход может быть назван принципом приоритета добычи основного полезного ископаемого. Сущность этого принципа заключается в том, что разработка и использование попутно добываемых полезных ископаемых не должны препятствовать или существенно усложнять добычу основного сырья.

Применительно к добыче попутных полезных ископаемых принцип приоритета означает зависимость режима горных работ по попутным полезным ископаемым от режима горных работ по основному сырью. В соответствии с этим принципом разработка попутных полезных ископаемых должна улучшать показатели добычи и основного сырья.

Таким образом, принцип приоритета является общенаучным фактором, стимулирующим решение межотраслевых проблем комплексного освоения недр.

Очевидным исключением для использования принципа приоритета является добыча из вмещающих пород полезных ископаемых, равноценных с основным или превышающих его по стоимости. Это, например, имеет место, когда изменяются кондиции на добываемое сырье и в разработку вовлекаются считавшиеся ранее некондиционными руды или руды для получения нового, ранее не производимого сырья.

#### 4.3. Режим горных работ при утилизации попутных полезных ископаемых

Режим горных работ — это установленная проектом последовательность выполнения вскрышных и добычных работ в границах карьерного поля, обеспечивающая планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения за весь срок существования карьера. Режим горных работ формируется путем выбора направления развития горных работ и установления календарного распределения объемов вскрышных и добычных работ по годам существования карьера. Режим горных работ оценивается календарным графиком вскрышных и добычных работ. Рациональный режим горных работ избирается в пределах календарных этапов разработки, длительность которых изменяется от 8 до 12 лет, что соответствует сроку амортизации основного карьерного оборудования, характеризуется постоянными годовыми объемами вскрышных и добычных работ в соответствии с установленной производственной мощностью.

В соответствии с принятым принципом приоритета режим горных работ при разработке попутных полезных ископаемых определяется установленным режимом горных работ по основному сырью. Определение режима горных работ по основному полезному ископаемому начинается с выбора места заложения первоначальной вскрывающей выработки и оптимального развития карьерного пространства, которое обычно выбирается из условий ми-

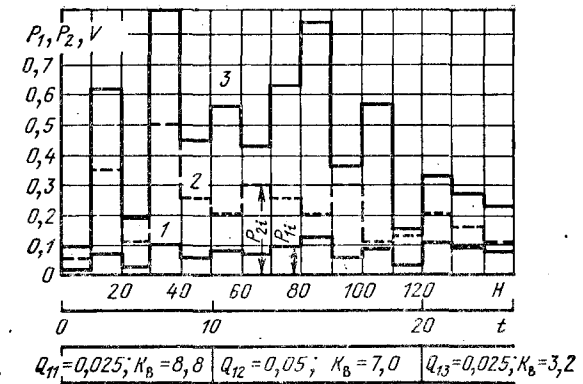


Рис. 4.5. График режима горных работ с усредненными коэффициентами вскрыши по этапам:

1 — основное полезное ископаемое  $P_1$ ; 2 — попутное полезное ископаемое  $P_2$ ; 3 — вскрыша  $V$

нимума среднего коэффициента вскрыши. Оптимальному направлению развития горных работ соответствует минимальное значение объемов вскрышных пород в зависимости от объемов руды по мере углубления карьера. Окончательный выбор варианта развития горных работ производится с учетом таких факторов, как постоянство качества сырья, достижение установленной производственной мощности, транспортные условия и т. д.

В результате выбора окончательного направления углубления горных работ, усреднения эксплуатационного коэффициента вскрыши по календарным этапам отработки месторождения, продолжительность которых в среднем составляет 10 лет, строится график режима горных работ (рис. 4.5), отражающий распределение основного полезного ископаемого и вскрыши (кривые 1, 3). Избранному режиму отработки месторождения будет соответствовать и определенное распределение попутного полезного ископаемого (кривая 2).

Используя статистическую аналогию, кривые 1, 2 можно уподобить случайным величинам. Случайная величина, характеризующая распределение  $P_{2ti}$ , определяется соотношением случайных величин  $P_{2ti}/P_{1i}$ . Тогда в общем случае коэффициент вариации величины  $P_{2ti}$  может быть оценен по следующей приблизительной формуле:

$$K_{\text{вар.п}} \approx \sqrt{K_{\text{вар}}^2(P_1) + K_{\text{вар}}^2(P_2) - 2r_{12}(P_1)K_{\text{вар}}(P_2)}$$

где  $K_{\text{вар}}(P_1)$  — коэффициент вариации объема запасов основного полезного ископаемого по мере понижения горных работ;  $K_{\text{вар}}(P_2)$  — коэффициент вариации объема запасов попутного полезного ископаемого;  $r_{12}$  — коэффициент корреляции объемов ос-

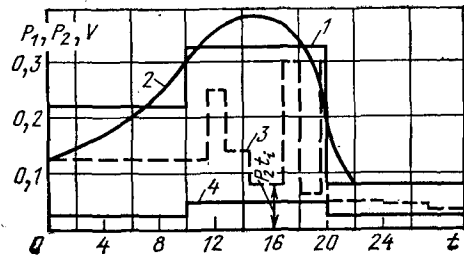


Рис. 4.6. Календарный график разработки месторождения:

1 — по вскрыше с усредненными коэффициентами по этапам; 2 — по вскрыше для избранного направления углубления  $V$ ; 3 — по попутному полезному ископаемому  $P_2$ ; 4 — по основному полезному ископаемому  $P_1$

новного и попутного полезных ископаемых по мере понижения горных работ.

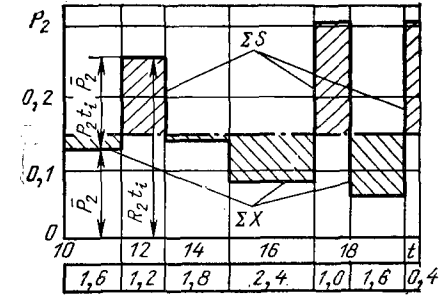
График режима горных работ (см. рис. 4.5), трансформированный в календарный график разработки условного месторождения (рис. 4.6), показывает, что распределение объема попутно добываемого полезного ископаемого по отношению к распределению объемов основного полезного ископаемого может быть независимым (участок кривой 2, соответствующий третьему календарному этапу), положительно коррелированным (участок кривой 2, соответствующий первому календарному этапу) или отрицательно коррелированным (участок кривой 2, соответствующий второму календарному этапу).

Очевидно, что чем выше коэффициент вариации ( $K_{вар.п}$ ) и ниже коэффициент корреляции, тем труднее организовать стабильную добычу и реализацию попутной продукции. В случае отрицательной корреляции между распределениями основного и попутного полезных ископаемых (второй календарный этап, см. рис. 4.5) календарный график добычи попутного сырья во времени характеризуется наибольшей вариацией. В случае положительной корреляции (первый календарный этап, см. рис. 4.6) управляющее воздействие при формировании режима по основному полезному ископаемому в той же мере способствует достижению рационального режима и по попутному полезному ископаемому.

Для оценки календарных графиков режима горных работ по попутному полезному ископаемому необходимо выбрать более конкретный показатель, учитывающий результаты добычи в зависимости от изменчивости запасов. В соответствии с принципом приоритета добычи основного сырья такие технологические приемы, как изменение скорости углубления, угла рабочего борта карьера, нельзя в полной мере использовать для регулирования режима добычи попутного полезного ископаемого. В то же время требование стабильности реализации должно выполняться как для основной, так и для попутной продукции. В этом случае единственным надежным технологическим приемом стабилизации выпуска попутной продукции, который не влечет за собой изменения режима по добыче основного сырья, является создание аккумулярующих складов попутного полезного ископаемого.

Известно, что складирование сопряжено с различного рода за-

Рис. 4.7. Календарный график добычи попутного полезного ископаемого  $P_2$  по второму календарному этапу



тратами, которые возрастают с увеличением уровня запасов и объемы полезных ископаемых, проходящего через склад. В этом смысле необходимый уровень запасов и объем полезного ископаемого, проходящего через склад, характеризуют изменчивость добываемых объемов попутного полезного ископаемого с точки зрения сложности организации стабильного выпуска продукции.

При необходимой средней стабильной добыче попутно добываемого полезного ископаемого  $P_2$  в течение всего календарного этапа фактические объемы его извлечения могут как превышать, так и не достигать среднего значения (рис. 4.7). В целях стабилизации выпуска продукции из попутно добываемых полезных ископаемых суммы площадей, находящихся над средним уровнем  $\Sigma S$  и под ним  $\Sigma X$ , должны быть равны между собой. В этом случае разность годовых объемов  $\Sigma(P_{2ti} - P_{2j})$  по сравнению со средним уровнем  $P_2$  складывается и используется в периоды, когда кривая распределений объемов занимает положение ниже среднего уровня. Если кривая распределения объемов в начале календарного этапа ниже среднего уровня, то для компенсации дефицита необходимо создание запаса на предшествующем календарном этапе или в течение периода, предшествующего началу организации попутной добычи.

Объем сырья, проходящий через склад, равен сумме избыточных объемов по сравнению со средним уровнем или суммарному дефициту. Доля этого объема в общем объеме добычи за календарный этап, которая в дальнейшем будет называться коэффициентом аккумуляции, может быть определена следующим образом:

$$K_a = \frac{\sum_{i=1}^k |P_{2ti} - \bar{P}_{2j}| t_i}{2 \sum_{i=1}^k P_{2ti} t_i}$$

где  $k$  — количество горизонтов, обрабатываемых в течение календарного этапа  $j$ .

Таким образом, коэффициент аккумуляции  $K_a$  характеризует изменчивость распределения объемов по годам аналогично используемому в статистике среднему отклонению.

Средний уровень запасов зависит не только от величины отклонений распределения объемов по годам от среднего уровня, но

и от интенсивности и количества циклов накопления и потребления запасов.

Количество таких циклов может быть различно. По аналогии с коэффициентом аккумуляции введем понятие коэффициента запаса  $K_3$ , который может быть определен как

$$K_3 = \frac{\bar{q}_{2j}}{\sum_{i=1}^k P_{2ji} t_i}$$

Полученные коэффициенты  $K_a$  и  $K_3$  характеризуют изменчивость календарных графиков добычи с позиций дополнительных затрат, необходимых для организации стабильного выпуска продукции. Общие дополнительные затраты (в руб.), необходимые для организации стабильной добычи, могут быть определены следующим образом:

$$\Delta Z = C_c \frac{\sum_{i=1}^t |P_{2ti} - \bar{P}_{2j}|}{2} + C_d \bar{q}_{2i} E_n t,$$

где  $C_c$  — себестоимость складирования и экскавации со склада попутного полезного ископаемого, руб./т;  $C_d$  — себестоимость добычи попутного полезного ископаемого, руб./т;  $E_n$  — нормативный коэффициент экономической эффективности;  $t$  — длительность календарного этапа, годы.

Разделив обе части выражения для  $\Delta Z$  на суммарный объем полезного ископаемого, добываемого в течение календарного этапа  $\sum_{i=1}^t P_{2ti}$ , получим формулу для определения удельных эксплуатационных затрат через коэффициенты аккумуляции  $K_a$  и запаса  $K_3$ :

$$\Delta Z = C_c K_a + C_d E_n t K_3.$$

Обозначим отношение  $C_c/C_d$  через  $\alpha$ . Принимая  $t=10$  годам, выражение для  $\Delta Z$  можно переписать в виде

$$\Delta Z = C_d (\alpha K_a + K_3), \text{ руб.}$$

Выражение  $(\alpha K_a + K_3)$  назовем коэффициентом нестабильности режима  $K_{нс}$ , который отражает степень изменчивости режима попутной добычи и, будучи пропорционален затратам, связанным со стабилизацией выпуска продукции, может служить критерием сложности и целесообразности организации попутной добычи.

Дополнительные затраты на добычу попутного сырья, которые характеризуются коэффициентом нестабильности  $K_{нс}$ , могут оказаться существенными и в сумме с затратами на собственно добычу и переработку превышать установленную цену для данного вида продукции. Попутная добыча в этом случае должна быть орга-

Таблица 4.1. Режимы добычи попутно добываемых полезных ископаемых по степени регулирования производственной мощности

Класс	Степень регулирования	Характеристика календарного распределения	Пример календарного распределения
1	Полностью регулируемые	Отсутствие периодов с полным дефицитом сырья $\left(\frac{P_2}{\bar{P}_{2j}}\right)$	
2	Частично регулируемые	Наличие периодов как с полным, так и с частичным дефицитом сырья $\left(\frac{P_2}{\bar{P}_{2j}}\right)$	
3	Нерегулируемые	Наличие периодов только с полным дефицитом сырья $\left(\frac{P_2}{\bar{P}_{2j}}\right)$	

низована в меньших объемах, реализация которой будет характеризоваться более низкими значениями  $K_{нс}$ .

При этом целесообразно выделить следующие три класса календарных распределений объемов попутно добываемых полезных ископаемых (табл. 4.1).

Из представленных примеров календарного распределения объемов добычи попутно добываемого сырья видно наличие в календаре как периодов с полной степенью использования сырья, когда доля его использования полностью соответствует объему добычи ( $\gamma=1$ ), так и периодов полного дефицита или периодов с недостаточной степенью использования сырья, когда объем добычи сырья существенно меньше потребного ( $\gamma \ll 1$ ). В этом случае целесообразность расширения контуров открытых горных работ и организации попутной добычи полезных ископаемых в зависимости от их распределения в недрах по отношению к основному сырью может быть установлена следующим образом.

По известной цене, определенной норме прибыли и затратам на переработку устанавливается допустимая себестоимость добычи попутного полезного ископаемого (в руб./т):

$$C_d^2 = C - C_{пер} - \varepsilon f,$$

где  $C$  — цена на попутное полезное ископаемое, руб./т;  $\varepsilon$  — норма прибыли;  $f$  — фондоемкость продукции, определяемая отношением стоимости основных фондов к объему продукции, руб./т;  $C_{пер}$  —

себестоимость переработки попутного полезного ископаемого, руб./т.

Допустимая себестоимость  $C_d^d$  сравнивается с себестоимостью попутной добычи  $C_d^0$ , учитывающей дополнительные затраты, связанные со стабилизацией выпуска продукции для данного календарного этапа:

$$C_d^0 = C_d(1 + K_{нс}).$$

При  $C_d^0 > C_d^d$  для регулируемого и частично регулируемого режимов добычи определяется величина  $\gamma$ , при которой

$$K_{нс} = C_d^d / C_d - 1.$$

С учетом этой величины корректируется производственная мощность по попутному полезному ископаемому  $\bar{P}_{2j}$  для каждого календарного этапа. По известным значениям  $\bar{P}_{2j}^y$  определяется общий объем реализуемых попутных полезных ископаемых и соответственно степень использования вмещающих пород за весь срок существования карьера:

$$\eta = \sum_{j=1}^n \bar{P}_{2j}^y t_j / V.$$

Если режим является нерегулируемым или частично регулируемым, но не позволяющим достичь такого значения  $\gamma$ , при котором справедливо выражение для  $K_{нс}$ , организация попутной добычи экономически нецелесообразна. Если такая ситуация характерна не для всего срока отработки месторождения, а только для отдельных календарных этапов, экономическая целесообразность организации попутной добычи определяется по средневзвешенному коэффициенту неустойчивости.

При  $C_d^0 < C_d^d$  возможно полное использование попутного полезного ископаемого ( $\gamma=1$ ), а характер календарного распределения не влияет на границы открытых горных работ.

Однако в любом случае производственная мощность по попутному полезному ископаемому должна быть согласована с потребностью народного хозяйства в данном виде сырья.

#### 4.4. Регулирование режима добычи попутных полезных ископаемых

Степень стабилизации выпуска попутной продукции путем создания внешних аккумулирующих складов принципиально не ограничена. Однако этот способ имеет существенные недостатки: увеличение затрат на добычу попутного полезного ископаемого; неравномерность работы горного оборудования, занятого на складах и отвалах. Влияние этих недостатков на технико-экономические показатели добычи попутных полезных ископаемых увеличивается с ростом вариации календарного распределения их объемов.

Поэтому, прежде чем предусматривать создание внешних скла-

дов, необходимо использовать возможности стабилизации режима добычи попутного полезного ископаемого в карьере.

Как было отмечено в предыдущем разделе, в соответствии с принятым принципом приоритета добычи основного сырья регулирование режима добычи попутной продукции за счет общего изменения основных параметров рабочей зоны, направления и темпа развития карьерного пространства, изменяющих режим добычи основного сырья, исключено. Следовательно, единственным способом регулирования режима добычи попутного полезного ископаемого может быть лишь локальное изменение некоторых параметров рабочей зоны карьера. Это может быть осуществлено путем интенсификации или временной консервации, торможения вскрышных работ на отдельных участках рабочей зоны, позволяющих изменить ширину рабочих площадок без ущерба для добычи основного сырья.

Процессы локального торможения или интенсификации горных работ не должны приводить к нарушению установленного календарного графика извлечения объемов вскрыши. Поэтому при интенсификации (торможении) вскрышных работ на отдельных участках вскрышные работы на остальной части рабочей зоны затормаживаются (интенсифицируются), чтобы горно-транспортное оборудование использовалось полностью, а текущий коэффициент вскрыши оставался постоянным в пределах календарных этапов.

Следовательно, не только при торможении, но и при интенсификации горных работ неблагоприятным фактором, который может повлиять на результат добычи основного сырья, является необходимость временного торможения вскрышных участков рабочей зоны.

Возможность торможения вскрышных работ на отдельных участках рабочей зоны определяется относительной независимостью вскрышных и добычных работ в карьере. Известно, что такая независимость обеспечивается наличием в зоне карьера различных категорий запасов полезного ископаемого. В настоящее время различают следующие категории запасов по степени их подготовленности: вскрытые, подготовленные и готовые к выемке. Вскрытые запасы представляют собой объемы полезного ископаемого, которые могут быть добыты после доработки вскрышных уступов до минимальной ширины рабочих площадок и остановки вскрышных работ. Подготовленными запасами считается та часть вскрытых запасов, для добычи которых подготовлен фронт горных работ. Готовые запасы — это запасы, заключенные в резервных полосах рабочих площадок. Иногда дополнительно выделяется категория оперативных запасов, представляющая собой запасы между отдельными производственными процессами (подготовленные к бурению, обуренные, взорванные).

Выделение различных категорий запасов обусловлено различной ролью в работе карьера. Оперативные запасы обеспечивают относительную независимость функционирования производственных процессов: бурения, взрывания, экскавации. Готовые к выем-

ке запасы необходимы для обеспечения требуемого подвигания смежных уступов, для усреднения качества добываемого полезного ископаемого. Назначением подготовленных запасов является обеспечение непрерывности добычных работ в период подготовки новых горизонтов. Роль вскрытых запасов состоит в обеспечении независимости вскрышных и добычных работ.

Запасы между добычными и вскрышными работами разделяются на две подкатегории: запасы в добычной зоне карьера и запасы, создаваемые за счет расширения рабочих площадок на вскрышных горизонтах. Назначение второй подкатегории следует рассмотреть подробнее. По существу данная подкатегория не является запасами полезного ископаемого, а характеризует лишь возможность добычи полезного ископаемого с меньшими текущими коэффициентами вскрыши в последующие периоды отработки. Поэтому эту подкатеорию точнее определить как временную избыточность вскрышных работ и измерять ее объемом вскрышных пород, извлекаемых заранее по сравнению с минимально необходимыми объемами, (кривая 3, рис. 4.6).

Опережение вскрышных работ при разработке крутопадающих месторождений преследует двойную цель. Прежде всего это опережение необходимо для регулирования графика режима вскрышных работ. В первый период работы карьера, до подхода рабочих бортов к конечным контурам, текущие объемы вскрышных пород, которые необходимо извлекать для обеспечения плановой добычи полезного ископаемого, возрастают и достигают максимального значения в момент подхода рабочей зоны к границам карьера. Затем объем вскрышных пород постепенно уменьшается (кривая 3, рис. 4.6).

Для устранения неравномерности работы карьера текущий коэффициент вскрыши усредняют по отдельным календарным этапам отработки месторождения (кривая 4, рис. 4.6). Это достигается расширением рабочих площадок на вскрышных горизонтах в начальный период и уменьшением их в периоды с максимальными объемами вскрыши.

Кроме того, опережение вскрышных работ необходимо для обеспечения надежности добычи плановых объемов полезного ископаемого при возможных нарушениях ведения вскрышных работ и изменениях горногеологических условий (например, отказы вскрышного оборудования, появление оползней, неподтверждение запасов полезного ископаемого в недрах). Из всех возможных причин нарушения выполнения плана по добыче полезного ископаемого наиболее существенное значение имеет неподтверждение его запасов. В случае неподтверждения запасов, для обеспечения заданной производственной мощности, необходимо ускорить подготовку новых горизонтов и соответственно этому интенсифицировать вскрышные работы.

В условиях неподтверждения запасов опережение вскрышных работ  $\Delta V_{(t)}$  призвано компенсировать дополнительный объем вскрышных работ, необходимый для поддержания установленной

производственной мощности по основному полезному ископаемому.

В соответствии с принципом приоритета добычи основного полезного ископаемого локальные интенсификация и торможение вскрышных работ должны не только усложнить его извлечение, но и не снижать надежность его добычи. В связи с этим ограничение объемов интенсификации и торможения должно определяться следующими объемами опережения вскрышных работ:

$$\Delta V_{\text{ост}(t)} = \Delta V_{(t)} - \Delta V_{\text{н}(t)},$$

где  $\Delta V_{\text{н}}$  — дополнительные объемы вскрышных работ, м<sup>3</sup>.

С учетом этого выражения объемы локального торможения (интенсификации) имеют ограничения:

$$\Delta V_{\text{Т(И)}} \leq \Delta V_{\text{ост}(t)}.$$

В приведенных выражениях используются объемы, зависящие от определенного момента времени, т. е. область возможного торможения (интенсификации) вскрышных работ имеет динамический характер. Объемы  $\Delta V_{(t)}$  могут быть определены по календарному графику (см. рис. 4.6) накоплением разности значений кривых 3 и 4 в последовательные моменты времени (рис. 4.8). Для определения объемов  $\Delta V_{\text{н}(t)}$  необходимо знать распределение запасов различной степени разведанности по мере отработки карьера. Изучение с этой целью распределения запасов на месторождениях радиоактивных руд позволило установить, что для них характерно следующее соотношение категорий запасов полезного ископаемого по разведанности:  $B$  0—10,  $C_1$  70—90,  $C_2$  10—20 %.

Для количественной оценки достоверности разведки воспользуемся данными В. М. Крейтера [29], в соответствии с которыми средняя возможная погрешность составляет для категории  $A \pm 17$ ,  $B \pm 25$ ,  $C_1 \pm 45$ ,  $C_2 \pm 75$  %. Тогда средневзвешенная погрешность прогнозирования запасов составит:

$$\varepsilon = k_B \varepsilon_B + k_{C_1} \varepsilon_{C_1} + k_{C_2} \varepsilon_{C_2} = 0,48,$$

где  $\varepsilon_B$ ,  $\varepsilon_{C_1}$ ,  $\varepsilon_{C_2}$  — возможные погрешности подсчета запасов по категориям  $B$ ,  $C_1$ ,  $C_2$ ;  $k_B$ ,  $k_{C_1}$ ,  $k_{C_2}$  — доля запасов по этим категориям.

Для того чтобы практически исключить возможность невыполнения плана по основному полезному ископаемому, необходимо иметь возможность увеличивать объемы вскрышных работ в отдельные периоды времени на величину  $\Delta V_{(t)} = \Delta V_{\text{н}(t)}$ . Для рассматриваемого примера с учетом погрешности подсчета запасов на рис. 4.8 выделена область (заклученная между кривой 2 и осью абсцисс) возможной интенсификации и торможения, соответствующая условию  $\Delta V_{\text{ост}(t)} = \Delta V_{(t)} - \Delta V_{\text{н}(t)}$ .

Таким образом, в течение всего срока отработки месторождения могут быть выделены благоприятные и неблагоприятные периоды его эксплуатации по добыче попутного полезного ископаемого. Благоприятные периоды относятся к тем моментам времени,

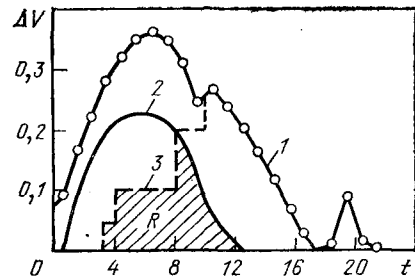


Рис. 4.8. Схема к определению области возможной интенсификации или торможения вскрышных работ:

1 — кумулятивная кривая изменения избыточных объемов вскрышных пород по сравнению с минимально необходимыми для обеспечения заданной производственной мощности; 2 — кумулятивная кривая изменения избыточных объемов вскрыши за вычетом дополнительного объема вскрышных пород, необходимого для компенсации ошибки прогнозирования запасов; 3 — изменение максимального объема торможения из условий обеспечения необходимого темпа углубления горных работ; R — область возможной интенсификации или торможения

когда имеются развитая рабочая зона и значительное опережение вскрышных работ. Обычно это имеет место, когда рабочие борты карьера подходят к конечным контурам. В начальные периоды отработки и при сокращении рабочей зоны регулирование попутной добычи затруднительно, и для стабилизации выпуска продукции необходимы внешние склады.

Полученные выражения позволяют выделить параметры, которые влияют на результаты регулирования режима добычи попутного сырья. К таким параметрам прежде всего относятся: угол наклона рабочего борта  $\alpha$ , максимально возможный угол наклона рабочего борта  $\beta$  в локальной области, ширина карьера по дну  $B_k$ , минимальная ширина дна разрезной траншеи  $B_{тр}$ , глубина карьера  $H_k$ , темп углубления горных работ, горизонтальная скорость подвигания фронта горных работ, опережение вскрышных работ  $\Delta V(t)$ , степень достоверности оценки запасов  $\epsilon$ . Параметрами, которые поддаются управлению, не оказывая непосредственного влияния на добычу основного полезного ископаемого, являются угол  $\beta$  и ширина дна разрезной траншеи  $B_{тр}$ .

Таким образом, соблюдение принципа приоритета добычи основного сырья позволяет одновременно эффективно использовать и сырье, попутно добываемое из вмещающих пород. Создание при этом аккумулирующих складов, локальная интенсификация или торможение горных работ в рабочих зонах карьеров, регулирование режимов горных работ создают тот арсенал технических методов и средств, с помощью которых представляется возможность не только повышения эффективности добычи основного и попутного сырья, использования вмещающих пород в объеме не менее 30 %, но и значительного расширения границ открытых горных работ, повышения их экономически целесообразной глубины. Это создает основы для существенных сдвигов в структуре способов разработки месторождений радиоактивных руд и возможности

длительного сохранения сложившегося удельного веса открытых горных работ.

## Глава 5 БЕЗОТХОДНАЯ (МАЛООТХОДНАЯ) ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Реализация безотходных (малоотходных) технологических процессов подземной добычи радиоактивных руд неразрывно связана, как и на открытых горных работах, с необходимостью изменения схем вскрытия, подготовки и отработки месторождений, созданием и внедрением методов и средств снижения потерь и разубоживания руд, концентрации и интенсификации горных работ. Как следствие этих технологических приемов, появляются возможности комплексного использования запасов месторождений, снижения выхода вмещающих пород и утилизации отходов.

### 5.1. Вскрытие, подготовка и порядок отработки месторождений

Как уже отмечалось, на каждую тонну товарной руды при подземной добыче извлекается не менее 1,5—3 т отходов производства, размещаемых на поверхности. В табл. 5.1 приведены классификация и усредненный выход твердых отходов горно-металлургического цикла, а на рис. 5.1 показаны текущее и прогнозируемое количества твердых отходов добычи группы подземных рудников, свидетельствующие о их неуклонном росте. Характерная закономерность изменения удельного выхода твердых отходов по стадиям отработки, начиная со вскрытия и подготовки одного из месторождений, свидетельствующая о значительном снижении

Таблица 5.1. Классификация твердых отходов

Источник получения	Выход от общего объема горной массы, %	Вид отходов	Крупность, мм
Горно-капитальные выработки	3—4	Пустая порода	—350 (—500)
Подготовительно-разрезные выработки	10—12	Забалансовая руда, пустая порода	—350 (—500)
Очистные выработки	3—5	То же	—350 (—500)
Отсортировка на РОФ (радиометрическая обогатительная фабрика)	20—30	Хвосты РОФ	+50—250
Кучное выщелачивание балансовых руд (КВ)	33—47	Хвосты КВ	—15
Гидрометаллургический передел товарной руды (ГМЗ)	17—22 32—47	Хвосты ГМЗ Песковсы, илистые	—0,5+0,043 —0,043

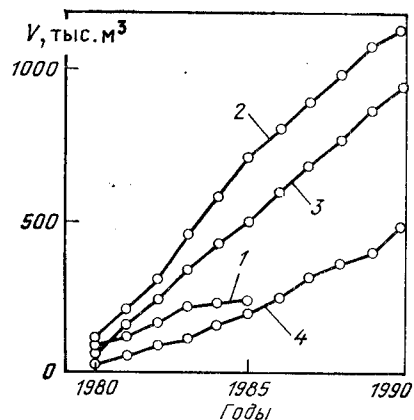


Рис. 5.1. Динамика изменения выхода твердых отходов по группам рудников 1—4

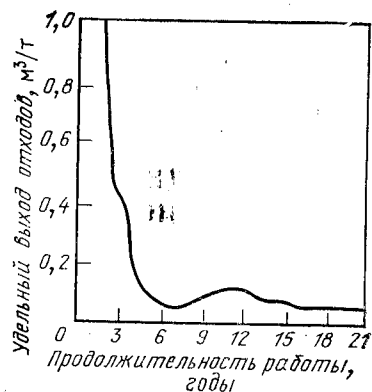


Рис. 5.2. Изменение удельного выхода твердых отходов в различные периоды эксплуатации рудника

удельного выхода отходов по мере отработки рудника, показана на рис. 5.2.

Выход твердых отходов, который в процессах подземной добычи руды определяется в основном объемами горнопроходческих работ и разубоживанием руды, зависит от многих факторов, важнейшими из которых являются применяемые схемы вскрытия и подготовки месторождений, а также ресурсосберегающие системы разработок, ориентированные на максимальное снижение потерь и разубоживание руд.

Внедрение на подземных рудниках мобильной и высокопроизводительной техники обусловило не только изменение технологии непосредственной добычи руды, но и, как следствие, способов вскрытия месторождений, горизонтов, участков и отдельных залежей.

При проектировании и строительстве рудников в последние годы характерно повышение высоты этажа с 45—60 до 90—120 м, бесступенчатое вскрытие месторождения на всю или значительную часть глубины с применением концентрационных горизонтов, подсекающих каскады по 3—5 этажей в каждом.

Стремление к максимальной концентрации горного производства и укрупнению горных предприятий привело к появлению централизованных схем вскрытия группы месторождений.

Одним из принципиально новых решений является изменение порядка отработки этажей. Традиционно вскрытие и отработка этажей принимаются последовательно сверху вниз. При этом отработка блоков осуществляется, как правило, очередями, что ведет к сокращению фронта работ на рудных площадях одного этажа, уровень использования которых в одновременной эксплуата-

ции составляет не более 20—30%. Предложено\* вести отработку спаренных этажей в каскадах камерами снизу вверх или (при некоторых системах разработки) в обоих направлениях от концентрационного горизонта. Это позволяет совместить работы в смежных этажах и повысить концентрацию горных работ. Кроме того, обеспечивается разгрузка вмещающих пород от развивающегося горного давления, упрощается процесс ведения закладочных работ с существенным снижением требований к качеству закладки, создается возможность использования в выработочном пространстве пустых пород от проходки выработок вышележащего горизонта (без выдачи их на поверхность).

Для повышения производительности труда на выпуске и транспортировке горной массы с обеспечением независимой работы механизмов на этих процессах используется система участковых или блоковых рудоспусков горной массы на концентрационные горизонты, которые оборудуются рельсовым транспортом с использованием мощных электровозов или конвейерными поездами (реже автосамосвалами). Эти виды транспорта являются наиболее эффективными и перспективными.

Перепускники, пройденные с концентрационных горизонтов, служат аккумулялирующими емкостями и позволяют организовать независимую работу оборудования, занятого как на выпуске, так и на транспортировке. Проходка таких перепускников осуществляется при опережающем вскрытии нижних этажей или восходящей отработке горизонтов.

Оборудование концентрационных горизонтов подземными дробилками и применение большегрузных транспортных сосудов (вагонов, скипов и др.) позволяют, в свою очередь, снизить требования к кусковатости руды, увеличить размер кондиционного куска и улучшить технико-экономические показатели добычи путем концентрации работ.

Практика подтвердила, что промежуточные горизонты целесообразно готовить с помощью самоходных проходческих машин. Их применение обеспечивает высокую скорость проходки и производительность труда, сокращает объемы и сроки выполнения горно-капитальных и горно-подготовительных работ. На рис. 5.3 показаны схемы выпуска и доставки руды на промежуточных горизонтах. К ним следует добавить возможность перепуска руды по отрезной щели нижележащего блока, конвейерные поезда и моно-рельсовый транспорт, которые некоторые исследователи считают перспективным, а также другие технические решения.

Повышение высоты этажа дает снижение объема горно-капитальных выработок, но незначительно влияет на объем подготовительно-нарезных работ (рис. 5.4).

Для уменьшения выхода пустых пород при подготовительно-нарезных работах необходимо изменение схем подготовки и на-

\* А. с. № 694644/Р. Ш. Азимов, М. Н. Сленнов, В. П. Мосинцев и др./Открытия. Изобретения. 1979. № 40, А. с. 898075/Там же, 1982. № 2.

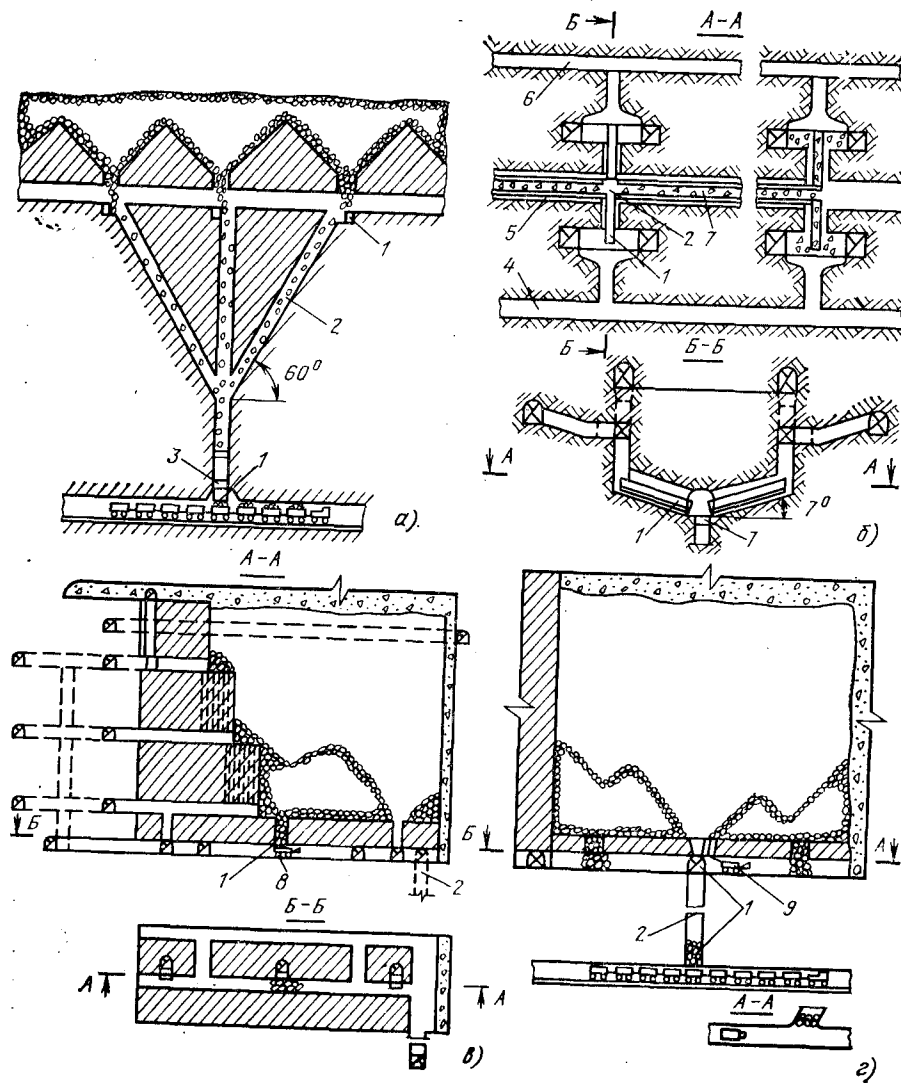
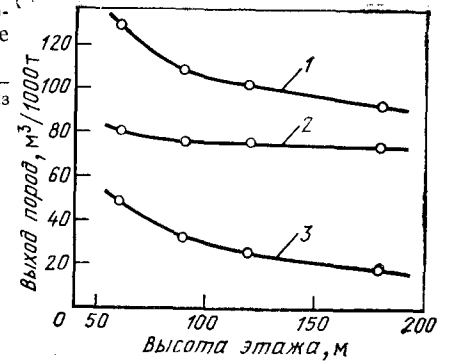


Рис. 5.3. Схемы выпуска и доставки руды на промежуточных горизонтах:  
 а — через систему рудоспусков; б — вибровыпуск на горизонте, подготовленном самоходной техникой; в — комплексом вибропитатель, вибропитатель; 2 — рудоспуск; 3 — перекрыватель; 4 — штрек лежащего бока; 5 — промежуточный штрек; 6 — штрек висячего бока; 7 — виброконвейер; 8 — автосамосвал; 9 — погрузочно-доставочная машина

Рис. 5.4. Зависимость удельного выхода пород при вскрытии и подготовке месторождения от высоты этажа:  
 1 — суммарный объем пустых пород; 2 — из горно-подготовительных работ; 3 — из горно-капитальных работ



резки блоков. Если при использовании переносного или стационарного оборудования и на первых этапах внедрения самоходной техники использовались схемы индивидуальной или групповой подготовки и нарезки блоков с помощью серии вертикальных восстающих, то при массовом внедрении самоходной техники потребовалась групповая и централизованная подготовка и нарезка блоков с использованием как восстающих, так и наклонных транспортных выработок (сездов). Схемы вариантов групповой подготовки показаны на рис. 5.5, а изменение удельного объема проходческих работ в зависимости от объема подготавливаемых запасов (числа блоков) — на рис. 5.6. Из приведенных данных следует, что при групповой подготовке блоков удельные объемы горнопроходческих работ (а следовательно, и выход твердых отходов) могут быть снижены на 15—20 %.

Централизованная или групповая подготовка и нарезка рудных блоков с помощью наклонных сездов имеет следующие преимущества:

обеспечивает многозабойную организацию работы самоходной техники практически на всем протяжении времени подготовки и нарезки блоков, что приводит к повышению коэффициента использования самоходной техники и увеличению скорости проходки горных выработок на 25 %, а следовательно, ускорению ввода блоков в эксплуатацию;

способствует росту производительности труда на проходческих работах;

обеспечивает доставку оборудования и материалов на подэтажи и в забой с помощью основного (ПДМ) и вспомогательного транспортного оборудования;

позволяет улучшить обслуживание и ремонт всей техники в централизованном порядке (в подземных мастерских) и доставлять самоходное оборудование на подэтажи без монтажно-демонтажных работ, что увеличивает надежность и срок работы техники;

значительно улучшает проветривание (увеличением сечения



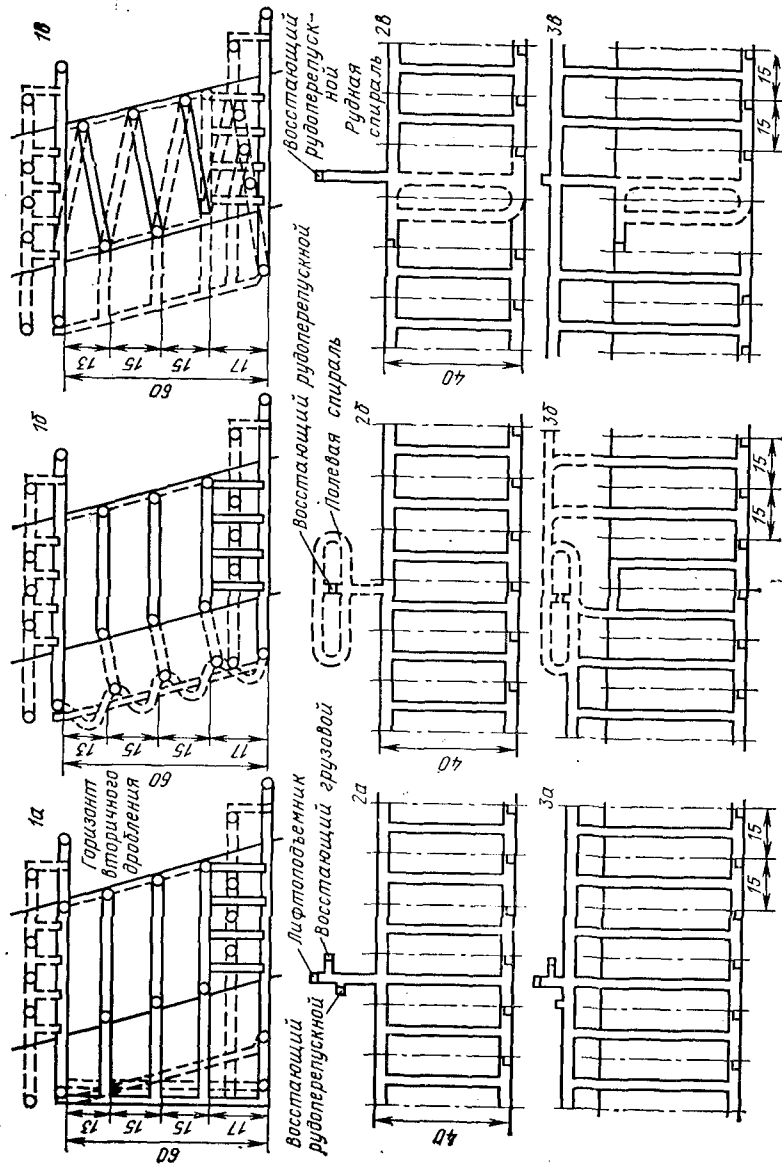
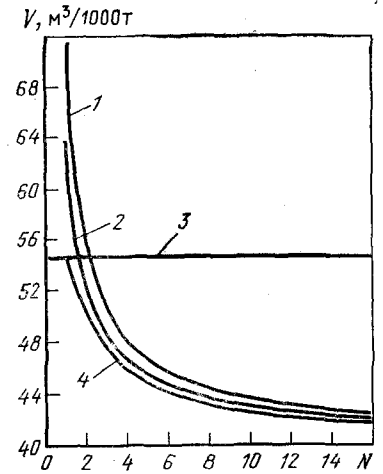


Рис. 5.5. Схемы групповой подготовки блоков при фланговом и шахматном порядке их отработки соответственно:

1а — подготовка из полевых восстающих; 1б — подготовка из полевых выработок; 1с — подготовка из рудной спирали; 2а—2б — фланговый порядок отработки блоков; 3а—3б — шахматный порядок отработки блоков

Рис. 5.6. Изменение удельного объема горнопроходческих работ в зависимости от числа подготавливаемых блоков:

1 — при подготовке из полевой спирали; 2 — при подготовке из рудной спирали; 3 — при индивидуальной подготовке каждого блока; 4 — при групповой подготовке из восстающих



воздухоподающей выработки — съезда) и соответственно санитарно-гигиенические условия труда горнорабочих;

уменьшает число вертикальных выработок, являющихся местами повышенной опасности как при проходке, так и при эксплуатации.

Дальнейшему снижению объемов проходческих работ способствует распространенная в настоящее время практика замены проходки восстающих выработок с помощью буровзрывных работ на выбуривание их станками типа 2КВ, объемы выдаваемых при этом пород снижаются в 2,7—3,8 раза (диаметр бурения 1,5—1,8 м).

Имеется целый ряд и других технических и технологических решений, способствующих снижению объемов подготовительно-нарезных работ. Так, на многих рудниках полевая подготовка и нарезка блоков заменяется на рудную как с помощью рудных спиралей, так и при проведении промежуточных горизонтов и подготовке днищ блоков на откаточных горизонтах. Объемы нарезных работ в днищах блоков могут быть значительно сокращены и при переходе на прямой выпуск руды с помощью как вибромашин, так и самоходной погрузочно-доставочной техники. Для последней предложен вариант нарезки днища с размещением одного погрузочного орта на 4 отрабатываемых блока с расстоянием между ортами 60—80 м (рис. 5.7).

К значительному снижению удельного объема подготовительно-нарезных работ ведет увеличение параметров очистных блоков.

При одних и тех же условиях между параметрами и временем обнажения боковых пород существует следующая зависимость:

$$l^2 t = \text{const},$$

где  $l$  — эквивалентный пролет обнажения вмещающих пород в камере блока, м;  $t$  — срок ее отработки, мес.

С внедрением вибровыпуска стала возможной реализация в производстве вытекающих из этих исследований результатов. В табл. 5.2 приведены результаты промышленного внедрения увеличенных параметров блоков на рудниках.

Таким образом, повышение до оптимальных пределов высоты этажа, создание концентрационных горизонтов и подготовка промежуточных горизонтов с помощью восстающих и спиральных

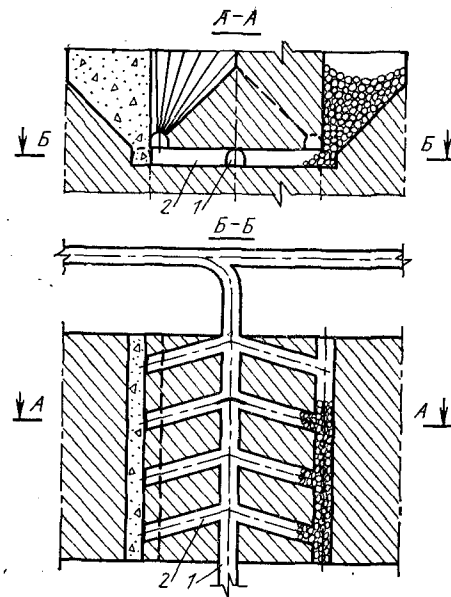


Рис. 5.7. Схема одновременной подготовки 4 блоков одним погрузочным ортом:  
1 — рудный штрек; 2 — погрузочные орты.

съездов в пределах зоны оруденения, увеличение (в допустимых по горногеологическим и горнотехническим условиям пределах) параметров очистных блоков, повышение концентрации горных работ и интенсивности очистной выемки, расширение применения на проходческих работах самоходной техники, применение схем централизованной и групповой подготовки залежей и блоков, переход с полевой на рудную подготовку и нарезку блоков, внедрение

схем прямого выпуска руды, использование в качестве вспомогательных (вентиляционных, закладочных, хозяйственных и др.) вертикальных и наклонных выработок, пройденных бурением, позволяют сократить объемы горнопроходческих работ на 25—30% и сократить выход твердых отходов.

## 5.2. Снижение потерь и разубоживания при добыче радиоактивных руд

В процессах выпуска, доставки и транспортировки руд происходит их существенное разубоживание от обрушения пород кровли, висячего и лежащего боков, по контурам рудного тела; от проникновения закладочного материала или слежавшихся обрушенных пород со стороны ранее отработанных блоков; от привноса пород при раздельной выемке или из проходческих забоев, а также при перегрузке. На технологию отработки, ее качественные и количественные показатели существенно влияют многие факторы, определяющими из которых являются горногеологические, горнотехнические и экономические.

Урановые месторождения, как правило, характеризуются невыдержанными элементами залегания и неравномерным оруденением, степень которого определяется коэффициентом рудоносности (см. табл. 1.6). Существует четкая зависимость между коэффициентом рудоносности и первичным разубоживанием руды (см. рис. 2.2).

Важнейшим фактором, определяющим величину разубоживания руды и содержание в ней металла при отбойке, является мощ-

Таблица 5.2. Изменение показателей горных работ в увеличенных блоках

Показатель	Рудник 1		Рудник 2		
	В обычных блоках	По блокам, отработанным широкими камерами	По блокам, отработанным длинными камерами	В обычных блоках	По блокам, отработанным высокими камерами
Параметры камер, м:					
ширина	15	18—30	15	8	8
длина	40	40	50—85	50	50
высота	60	60	60	60	100—120
Объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т запасов блока, в % к обычным блокам	100	69,1	60,9	100	87,6
Производительность забойного рабочего по системе, в % к обычным блокам	100	122,6	136,6	100	110,1

ность рудного тела (особенно для маломощных рудных тел). Ширина очистного пространства  $m_0$  растет с увеличением мощности рудного тела  $m_p$  (рис. 5.8). Чем меньше отношение  $m_p/m_0$ , тем выше разубоживание. На рис. 5.9 показана зависимость первичного разубоживания от мощности рудного тела, полученная по фактическим данным отработки блоков одного из рудников.

Примешивание боковых пород зависит от способа отбойки, который выбирается как следствие ее горногеологических и горнотехнических условий. На выбор способа отбойки влияют крепость и устойчивость руд и пород месторождения, мощность рудных тел, ее изменчивость, четкость контактов рудных тел с вмещающими породами. При мелкошпуровой отбойке, которая осуществляется при слоевых системах разработки, с магазинированием руды, частично с открытым очистным пространством, прихват боковых пород, как показали многочисленные наблюдения, не превышает 0,2—0,3 м (с одной стороны).

При отбойке руды скважинами (системы с массовой отбойкой) прихват боковых пород увеличивается до 0,4—0,6 м, а при нарушении технологии и более. На рис. 5.10 показана зависимость изменения разубоживания руды (а) и содержания металла (б) в добытой массе от мощности рудного тела, коэффициента рудоносности и способа отбойки. Как видно из графика (рис. 5.10, а), разность разубоживания между отбойкой скважинами и мелкошпуровой отбойкой  $\Delta R_{отб}$  (рис. 5.10, а), и соответственно разность содержаний в добытой массе (см. рис. 5.10, б), при этих способах отбойки уменьшается с увеличением мощности рудного тела и с уменьшением коэффициента рудоносности. Принимая, что стоимости скважинной и мелкошпуровой отбойки равны, а увеличение разубоживания на 10% (относительных) не ведет к заметному увеличению стоимости добычи и переработки руды, можно вы-

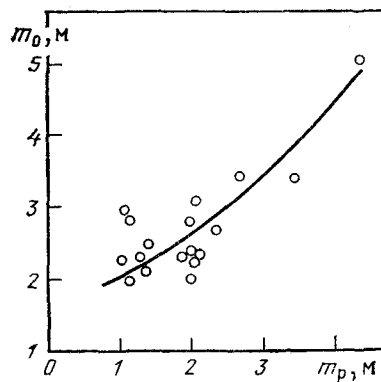


Рис. 5.8. Зависимость ширины очистного пространства  $m_0$  от мощности рудного тела  $m_p$

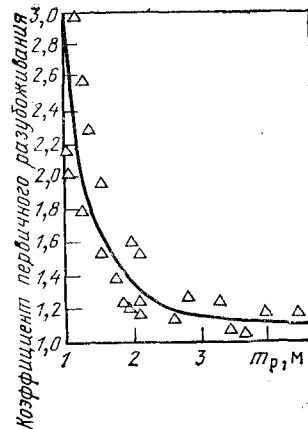


Рис. 5.9. Зависимость коэффициента первичного разубоживания от мощности рудного тела

делить расчетным путем область целесообразной отбойки скважинами. Границы области, в пределах которой целесообразна массовая отбойка, расширяются, если вмещающие породы несут в себе оруденение. Чем больше содержание металла во вмещающих породах  $\alpha_0$ , тем меньше содержание содержания в товарной руде.

Вторичное разубоживание руд зависит главным образом от объема самообрушения вмещающих пород, которые при системах разработки с открытым очистным пространством, с магазинированием и даже слоевых с закладкой определяются площадью и временем обнажения.

Для слоевых систем они незначительны, что связано с небольшими размерами обнажения и сравнительно быстрой отработкой слоев. Для систем с магазинированием руды значительную роль, кроме площади обнажения, играет время отбойки и выпуска. Время отбойки обычно значительно больше, чем выпуска. И хотя во время отбойки стенки камеры поддерживаются замагазинированной рудой, процессы подвижек и трещинообразования происходят. Они максимальны при обнажении стенок в период полного выпуска, поэтому с повышением интенсивности выпуска разубоживание резко снижается (рис. 5.11).

О значимости вторичного разубоживания можно судить по величине его норматива, существующего для ряда крупных урановых рудников (табл. 5.3).

Для систем с открытым очистным пространством вторичное разубоживание в период выпуска практически полностью зависит от интенсивности ведения работ.

На подземных горных работах в последние годы для снижения потерь и разубоживания предложен целый ряд новых технических решений: от системы дистанционного (в принципе автоматизиро-

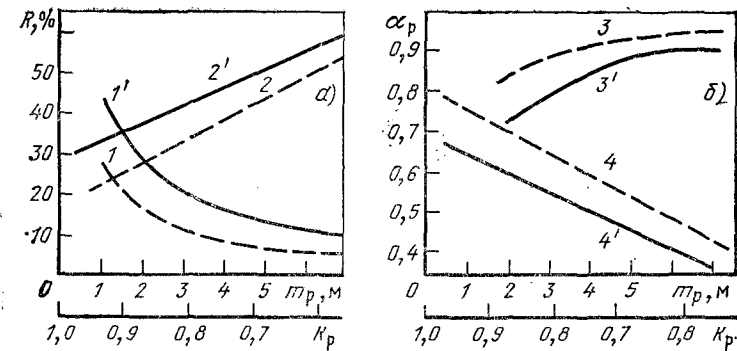


Рис. 5.10. Зависимость разубоживания руды  $R$  (а) и содержания металла в добытой рудной массе (б) от мощности рудного тела (1 и 3) и коэффициента рудоносности (2 и 4) при различных способах отбойки:

----- мелкошпуровая отбойка; ————— отбойка скважинами

ванного) контроля за состоянием боковых пород и предупреждения их обрушения до новых способов отбойки. Так, при отработке рудных тел сложной морфологии системой подэтажных штреков значительные потери и разубоживание руды формируются при отбойке параллельными веерами скважин. Этот недостаток может быть устранен при отбойке разноплоскостными веерами, которая позволяет снизить разубоживание на 5—7 % и улучшить качество дробления руды.

На качественные показатели добычи руды влияют также выбор средств механизации проходческих и очистных работ.

Использование самоходной техники, расширяющееся в последние годы на урановых рудниках (кроме отработывающих тонкожильные месторождения) ведет к снижению потерь и разубоживания руды практически при всех системах разработки как следствие:

уменьшения объема проходческих работ по пустым породам;

интенсивного ведения проходческих и очистных работ;

включения в отработку мелких рудных тел, находящихся за пределами контуров основных блоков;

селективной отбойки, погрузки и доставки руд и пород;

снижения в связи с высокой маневренностью самоходных машин прирезки разубоживающих пород по контуру и оставления внутрирудных включений забалансовых руд и пород в очистном пространстве (например, при слоевых си-

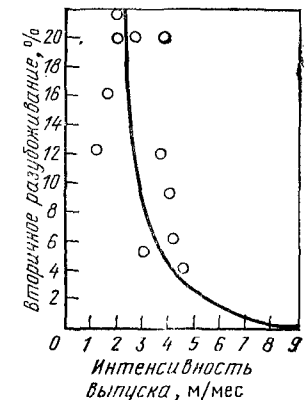


Рис. 5.11. Зависимость вторичного разубоживания от интенсивности выпуска руды из блоков

Таблица 5.3. Нормативы вторичного разубоживания

Система разработки	Средняя площадь обнажения, м <sup>2</sup>	Установленный срок выпуска Руды из блока, мес	Норматив разубоживания, %	
			Устойчивые породы	Средней устойчивости породы
С магазинированием	4000—5000	6—8	4—6	6—10
С поэтажными штреками	4000—5000	8—10	2—3	4—6

стемах разработки и системах с открытым очистным пространством).

проведения зачистки почвы и боков очистных выработок (например, применение погрузочно-доставочных машин при системе разработки нисходящими слоями с твердеющей закладкой позволило снизить потери отбитой руды на 1,7—1,8 %);

ликвидации примешивания горной массы в ходе транспортировки по выработке, присущего скреперной доставке (т. е. уменьшения вторичного разубоживания).

Снижение потерь и разубоживания при всех системах разработки достигается совершенствованием схем выпуска руды. При этом необходимо учесть, что условия выпуска руды и требования к нему при системах разработки с открытым очистным пространством, с магазинированием руды или при безблоковом выпуске руды из рудоспусков отличаются от выпуска руды при системах с обрушением.

Для первой группы систем с концентрацией горных работ на одном-двух горизонтах и ограниченном числе блоков, с ликвидацией поблочной шихтовки, проводящейся в настоящее время, интенсивность выпуска руды может быть повышена в 5—10 раз, а вторичное разубоживание — сведено к нулю. Это, в свою очередь, дает возможность увеличить параметры блоков и соответственно уменьшить объемы горнопроходческих работ по подготовке и нарезке блоков, а следовательно, и снизить выход пустых пород.

Аналогичные, но более впечатляющие по снижению объемов твердых отходов результаты ожидаются от внедрения циклично-поточных (с переходом в поточные) технологий выпуска для систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Высокую эффективность по снижению потерь и разубоживания руд дает применение на подземных работах систем разработки с гибкими разделяющими перекрытиями, гидросмыв богатой рудной мелочи с лежащего бока отработанных блоков, различных методов материального стимулирования рабочих и ИТР за повышение эффективности использования недр и штрафных санкций за сверхнормативные потери. Важным направлением, развивающимся в последние годы, является повторная отработка ранее заложённых неконденционными рудами блоков, доработка некондиционных ранее запасов и участков. Все это существенно снижает потери и разубоживание руд.

### 5.3. Интенсивность горных работ

На интенсивность очистной выемки влияют многие факторы: крепость руды и вмещающих пород; параметры блока (для большинства систем — ширина и длина очистного пространства, площадь выемочного слоя); концентрация работ в забое (блоке); сменная производительность производственной единицы, определяемая производительностью забойного рабочего при данной организации труда или, чаще, производительностью оборудования (комплекса забойных машин)

Для известных систем разработки (потолкоуступная с распорной крепью, с магазинированием руды, поэтажными штреками-ортами и этажно-камерной) одним из основных показателей, оказывающих влияние на интенсивность очистной выемки, является мощность рудного тела, а также связанная с ней ширина очистного пространства. С повышением ширины очистного пространства производительность труда забойного рабочего растет.

Более сложное влияние на интенсивность очистной выемки оказывает такой фактор, как длина блока. С ее увеличением снижается объем подготовительно-нарезных и трудоемкость вспомогательных работ, что ведет к росту производительности труда рабочего по блоку. Однако интенсивность отработки блока падает, что ведет к росту разубоживания руды за счет обрушения вмещающих пород, зависящего от площади и времени их обнажения.

Для систем разработки с магазинированием руды, с открытым очистным пространством и распорной крепью и некоторых других единственный путь повышения интенсивности разработки заключается в увеличении до оптимального размера состава очистной бригады и переход на более производительный вид отбойки руды, что должно обосновываться экономическим расчетом.

Для слоевых систем разработки (горизонтальные слои с закладкой, слоевое обрушение) главным фактором, влияющим на производительность труда забойной группы при одном и том же применяемом оборудовании, является площадь обрабатываемых слоев, причем с увеличением площади слоя производительность возрастает.

В последние годы произошла модернизация слоевых систем разработки на базе широкого применения самоходных буровых и погрузочно-доставочных машин. Механизированный вариант системы (рис. 5.12) стал конкурентоспособным с системами с массовой отбойкой. Интенсивность отработки блоков теперь определяется производительностью комплекса самоходных машин и степенью концентрации работ в блоке. И решающую роль в этом случае играют параметры блока.

Переход на новое самоходное оборудование при слоевых системах разработки позволяет резко увеличить параметры блоков с использованием принципа равенства параметров эксплуатационных блоков параметрам геологических блоков и вследствие четкой организации работ комплексов самоходных машин (по горизонта-

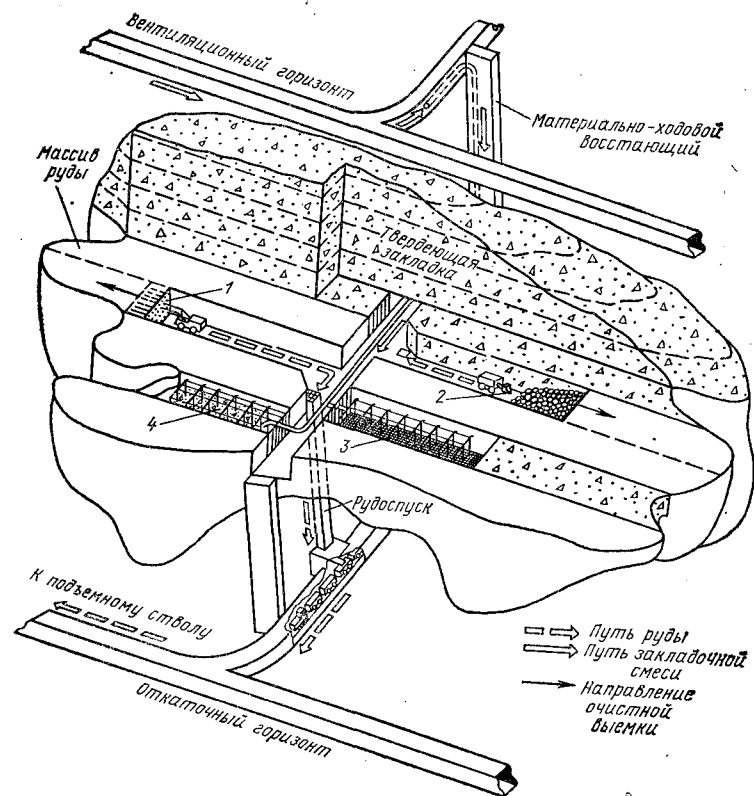


Рис. 5.12. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой, нисходящей выемкой и применением самоходной техники:

1 — бурение шпуров с каретки БК-2П; 2 — уборка взорванной руды погрузочно-доставочной машиной; 3 — укладка металлической сетки и армирование штангами будущего закладочного слоя; 4 — закладка выработанного пространства твердеющей смесью

ли и вертикали) и их рационального количества повысить интенсивность отработки блоков.

#### 5.4. Системы разработки месторождений радиоактивных руд

Из рассмотрения основных горногеологических и горнотехнических условий разработки месторождений радиоактивных руд видно, что для них характерен широкий диапазон изменения глубины разработки, мощности и угла падения рудных тел, коэффициентов крепости руд и пород, степени устойчивости их в обнажениях. Это предопределило применение на урановых рудниках систем разработки всех основных классов.

В настоящее время при добыче радиоактивных руд, как и в других горнодобывающих отраслях, отмечается тенденция резкого

сокращения числа применяемых систем разработки и упрощения их конструкций. Остаются те системы разработки, которые допускают применение мощного и высокопроизводительного (в первую очередь, самоходного) оборудования как на очистных, так и на проходческих работах. Экономическое значение нового, более мощного самоходного оборудования состоит не только в его высокой производительности, а и в том, что оно резко повышает интенсивность разработки и концентрацию горных работ, сокращает объемы наиболее трудоемких горнопроходческих работ, способствует увеличению высоты этажей, размеров блоков, уменьшает число рудоспусков и исключает вспомогательные выработки на основных и промежуточных горизонтах.

В настоящее время выбор систем разработки осуществляется не только по производительности труда и себестоимости добычи руды или себестоимости конечного продукта, но с обязательным учетом количеств получаемой продукции и отходов, а также того ущерба, который наносит тот или иной способ разработки окружающей среде, включая стоимость земель, нарушенных зонами обрушения и сдвигания, складированием отходов и т. п.

Каждой системе разработки присущи свои объемы подготовительно-нарезных работ и величина разубоживания (а отсюда и количество твердых отходов). Рассмотрим две системы разработки, наиболее распространенные при добыче радиоактивных руд.

1. Система подэтажных штреков (ортов). Не затрагивая здесь проблемы увеличения высоты этажа, рассмотренные выше, отметим, что и на действующих рудниках возможно уменьшение объемов подготовительно-нарезных работ.

Так, увеличение параметров блоков (отработка широких, длинных, сдвоенных по высоте блоков) дает не только увеличение производительности труда, но и снижение абсолютных объемов подготовительно-нарезных работ, приходящихся на единицу отработываемых запасов и проходимых, как правило, в пустых породах (см. табл. 5.2).

В настоящее время на рудниках полностью освоена самоходная техника, внедряются схемы групповой и централизованной подготовки блоков с помощью наклонных съездов или спиралей. Более широко должны использоваться рудные съезды.

2. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой и самоходным оборудованием находит все более широкое применение на рудниках даже при отработке месторождений в крепких породах. Эта система имеет разубоживание на 10—15% меньше, чем при камерных системах, а при достаточном фронте работ (значительной технологической площади) не уступает системам с массовой отбойкой и по производительности труда. Практика передовых бригад подтверждает, что при технологической площади не менее 2200—2600 м<sup>2</sup> производительность блока достигает 4800—5500 м<sup>3</sup>/мес, а производительность труда забойной группы 14—16 м<sup>3</sup>/смен. При коэффициенте рудоносности менее 0,6—0,7 эта система имеет явное преимущество перед систе-

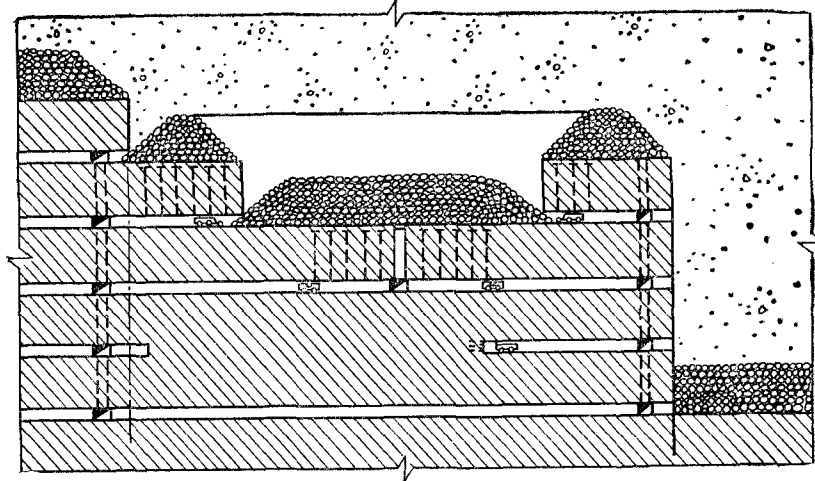


Рис. 5.13. Система подэтажного магазинирования с использованием самоходной техники

мами разработки с массовой отбойкой (в расчете на конечный продукт).

Важнейшим мероприятием по дальнейшему повышению производительности труда и эффективности горного производства является переход на циклично-поточную и, в перспективе, поточную технологию добычи руды.

Наиболее подходящим для циклично-поточной и поточной технологии являются системы разработки, характеризующиеся простотой конструктивного оформления, малым объемом подготовительно-нарезных работ, возможностью совмещения основных производственных процессов: проходки нарезных выработок, бурения шпуров и скважин, отбойки, доставки и выпуска горной массы. Системы разработки должны позволять обрабатывать запасы блока несколькими выемочными участками (крыльями), работающими поочередно на отбойке и выпуске.

Этим требованиям наиболее полно отвечают системы с массовой отбойкой: камерные системы разработки и системы этажного и подэтажного обрушения.

Сущность циклично-поточной технологии с применением самоходной техники при системе подэтажного магазинирования показана на рис. 5.13. Такая технология обеспечивает независимую работу самоходных машин при проходке подэтажных выработок, обрушении запасов подэтажа, выпуске и доставке руды на подэтаже. Вариант системы применяется для отработки рудных тел в неустойчивых породах. После отработки подэтажа и выпуска части отбитой руды с помощью ПДМ на замагазинированную руду укладывается твердеющая закладка. Выпуск оставшейся части руды осуществляется при отработке нижнего подэтажа.

Таблица 5.4. Техничко-экономические показатели циклично-поточной технологии

Система разработки	Забойная техника	Производительность	
		блока на выпуск, т/мес	забойного рабочего, м <sup>3</sup> /(чел·смена)
Подэтажные штреки (орты) с прямым щелевым вибровыпуском руды	Самоходная: БК-2П МПДН-1 СВ-1П	24 000—30 000	12—14
	Вибрационная: КВС ПВС ПВГ-1,3/7,0		
Горизонтальные слои с закладкой	Самоходная: БК-2П МПДН-1	До 5400	8,5—9,4
	Вибрационная: ПВМ ПВГ-1,0/2,2		
С магазином руды (маломощные рудные тела)	Самоходное оборудование	До 7500	4,5—5,6

Практика убедительно доказала, что проблема высокопроизводительного и безопасного выпуска и погрузки руды из очистных блоков успешно решается использованием вибрационных машин, интенсивно воздействующих на выпускаемый материал, снижающих энергоемкость и число зависаний, обеспечивающих интенсификацию и концентрацию горных работ. Вибротехника имеет целый ряд преимуществ перед самоходными погрузочными и погрузочно-доставочными машинами: простота конструкций, надежность и дешевизна машин, обеспечение безопасных условий труда (отсутствие токсичного дизельного привода, дистанционное, в перспективе — автоматизированное управление), огромный резерв роста производительности выпуска (в настоящее время коэффициент использования вибропитателей во времени составляет не более 0,05—0,15).

Приведение в единое соответствие производительности всех видов оборудования (бурового, погрузочно-доставочного, транспортногo) позволяет организовать циклично-поточную технологию (ЦПТ) горного производства.

Характеристики ЦПТ для некоторых систем разработки, введенных в производство, приведены в табл. 5.4.

Для систем подэтажного обрушения повышение их эффективности (снижение объемов подготовительно-нарезных выработок, величины потерь и разубоживания руды) достигается увеличением высоты подэтажа, шахматным расположением подэтажных выработок и использованием вибровыпуска (рис. 5.14)

При отработке рудных тел малой и средней мощности используются системы подэтажного обрушения с отбойкой руды штанговыми шпурами или скважинами малого диаметра и выпуском ру-

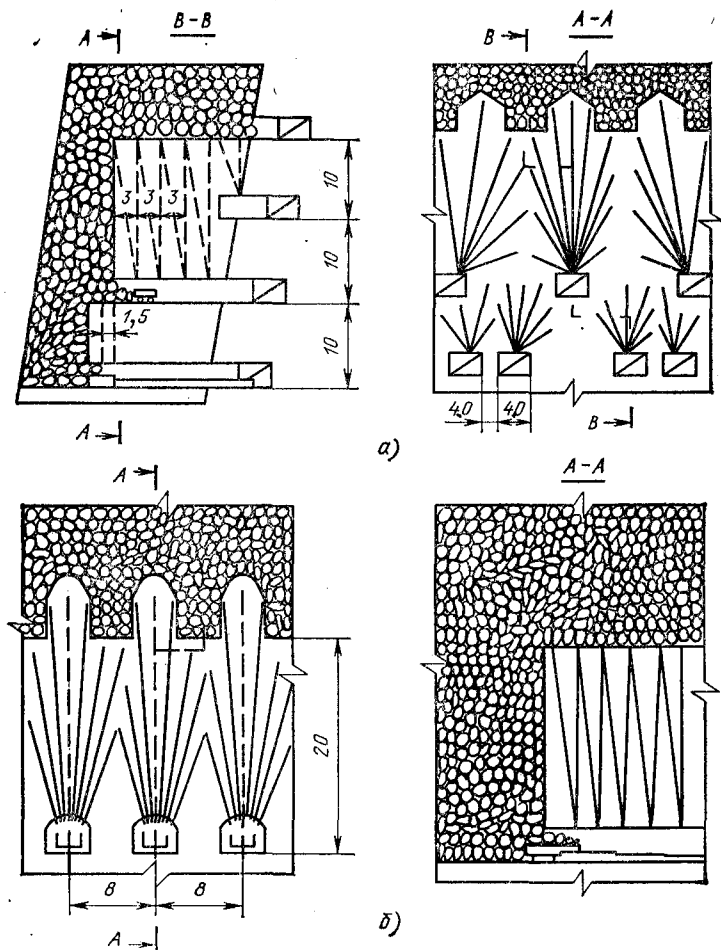


Рис. 5.14. Система подэтажного обрушения с увеличенной высотой подэтажа (расстояние дано в м):

а — комбинированный выпуск руды; б — вибровыпуск руды на подэтаже

ды на виброкомплексе КВПЩ или КВПМ. При этом отбиваются и выпускаются запасы одного или одновременно двух подэтажей (рис. 5.15).

Для отработки рудных тел сложной морфологии применим вариант системы подэтажного обрушения (рис. 5.16). При этом хорошо сочетаются проходка выработок на подэтажах и в днищах блоков, а также бурение скважин с помощью самоходной техники и массовый поточный выпуск и доставка горной массы вибромашинами. Контур блока необходимо держать правильной (прямоугольной в плане) формы и основную часть запасов выпускать на виброкомплексе. Боковые ответвления, выклинивающиеся части

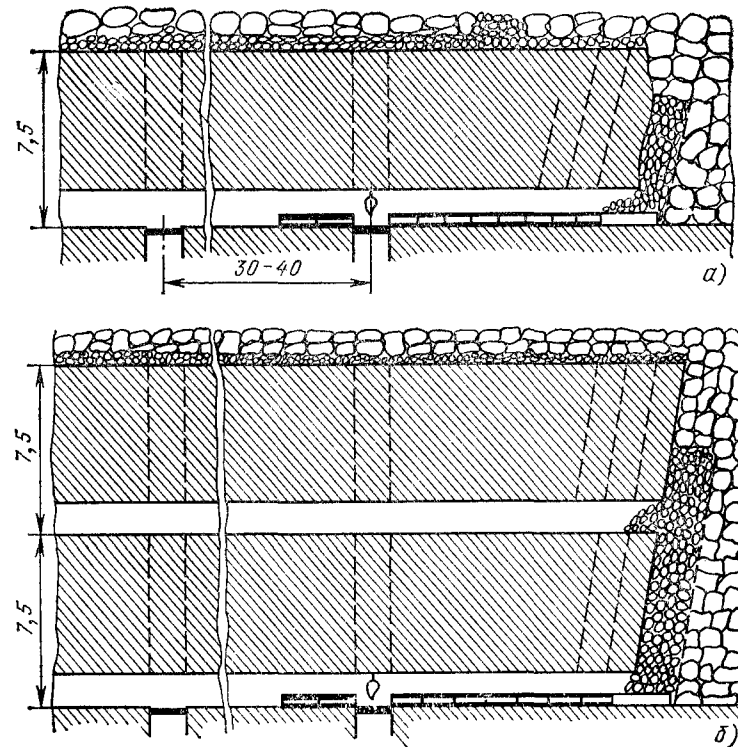


Рис. 5.15. Система подэтажного обрушения с вибровыпуском руды:

а — с одного; б — с двух подэтажей

рудного тела, апофизы и другое отработывают с помощью погрузочно-доставочных машин, работающих на подэтаже, что ведет к снижению потерь руды. Использование данного варианта системы разработки вместо применяемого на рудниках с отбойкой горизонтальными скважинами и выпуском крупнокусковой руды с помощью малогабаритных самоходных машин ведет к значительному снижению объема подготовительно-нарезных работ, повышению производительности труда по системе и уменьшению разубоживания ценных руд.

Проблема создания и внедрения вначале элементов, а затем в целом циклично-поточной технологии на базе самоходной и вибрационной техники, решающей вопросы концентрации и интенсификации горных работ, обеспечивающей повышение производительности труда, упрощение конструкций систем разработки и снижение объемов горнопроходческих работ, резкое уменьшение потерь и разубоживания руды, является одной из главных при создании безотходного горного производства.

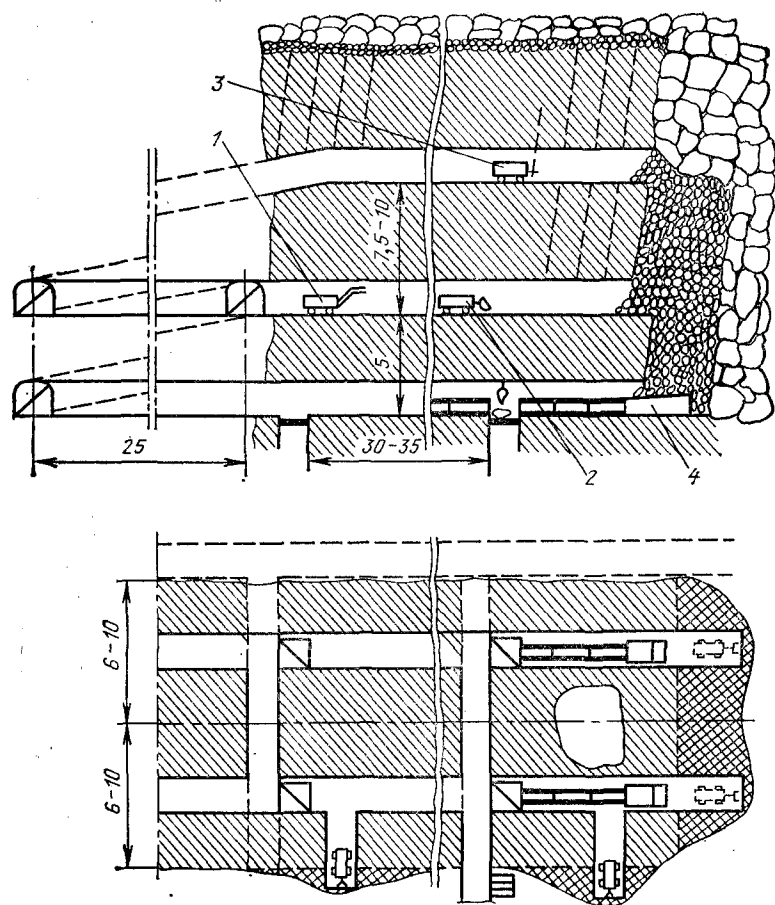


Рис. 5.16. Схема поточного выпуска руды при системе подэтажного обрушения: 1 — буровая каретка; 2 — ПДМ; 3 — буровой станок; 4 — вибрационный доставочный комплекс

### 5.5. Усреднение качества добываемых руд и концентрация очистных работ

Вариация содержаний металла при его экспоненциальном распределении в недрах на сложноструктурных месторождениях радиоактивных руд достигает  $\pm 150-200\%$  (см. табл. 1.6). Между тем из условий эффективной работы обогатительных фабрик или перерабатывающих заводов рудная масса в товарной руде должна характеризоваться нормальным законом распределения в ней полезных компонентов при коэффициенте вариации содержаний в пределах  $\pm 20-30\%$ , что определяется экономикой производства. Согласование двух принципиально различающихся законов

распределения: экспоненциальное — в недрах и нормальное — в товарной руде возможно лишь при условии усреднения руд в динамическом (при определенном включении в работу нужных забоев) или стационарном (на специальных рудных складах) режимах. Как тот, так и другой путь осложнен необходимостью дополнительных капитальных и эксплуатационных затрат при увеличении производства руд в объемах, достаточных для их усреднения в динамическом или стационарном режиме.

Непостоянство качества продукции рудников оказывает решающее влияние на работу перерабатывающих предприятий и выход отходов. При переработке руд с постоянным качеством извлеченные металлы в концентрат может быть повышено: для свинцовых руд на 5—10, медных на 10—15 и редкоземельных на 10—20 % [5]. При этом значительный экономический эффект достигается при улучшении качества и увеличении количества концентрата, уменьшении расхода реагентов и потерь в хвостах, упрощении контрольной и регулирующей аппаратуры.

Неоднородный характер распределения полезных ископаемых в рудном массиве и изменение качества руды в процессах добычи заставляют горные предприятия для надежного выполнения плановых заданий и требований последующей переработки идти на динамический режим усреднения руд: вести выборочную отработку месторождений, отказываться от определенной последовательности ведения очистной выемки и увеличивать количество очистных забоев (блоков).

Основной добычной единицей на руднике является забой (блок, камера). В процессах добычи руды происходит ее относительное усреднение: при отбойке, выпуске, доставке (особенно при мелком дроблении), перепуске по рудоспускам и т. д. Изменение качества руды отражает совокупное влияние большинства горногеологических и технологических факторов.

Выдаваемая из шахты рудная масса представляет собой смесь руд всех действующих забоев. Среднее квадратическое отклонение качества руды в общешахтном потоке  $\sigma_{\text{рп}}$  меньше, чем в отдельном забое ( $\sigma_z$ ), и зависит от числа одновременно действующих забоев [29]:

$$\sigma_{\text{рп}} = \sigma_z \sqrt{n_z},$$

где  $n_z$  — число одновременно действующих забоев.

Даже при отработке рудных тел, сравнительно однородных по распределению в них металла, обеспечение стабильного выполнения плановых заданий по содержанию возможно только при достаточно большом числе очистных забоев\*. Увеличение же числа очистных забоев при постоянной мощности рудника ведет к сни-

\*Определение количества забоев, обеспечивающих необходимую степень стабилизации, производится с учетом вероятностных характеристик месторождения и требований, предъявляемых потребителем или планом.



жению производительности каждого из них, к деконцентрации работ и связанным с ней последствиям.

Это противоречие особенно проявляется при использовании современного высокопроизводительного оборудования. При ограничении производительности блоков соображениями шихтовки, как это делается при динамическом режиме усреднения, внедрение высокопроизводительного (а следовательно, более дорогого) оборудования ведет лишь к уменьшению фондоотдачи и удорожанию руды. Резкое увеличение производительности забойного рабочего немисливо без устранения влияния подземной шихтовки на интенсивность и порядок отработки блоков.

Выход из создавшегося положения один — максимальная концентрация горных работ и организация стационарного режима усреднения поверхностной шихтовки руды. При этом об увеличении концентрации работ свидетельствуют данные соответствия содержания в порции выпускаемой руды средним значениям содержания в блоке.

Контроль за качеством выпущенной руды может значительно упроститься, если пользоваться средними значениями содержания руды в целом по блоку, для чего необходимо ежемесячно выпускать значительный объем руды из одного блока, т. е. концентрировать горные работы. Для определения возможности использования средних содержаний руды по блокам необходимо найти тот минимальный объем выпущенной руды, среднее содержание которой будет соответствовать среднему содержанию в руде по блоку в целом. При допущении, что распределение содержаний в выпущенной руде незначительно отличается от нормального закона распределения, можно использовать зависимости математической статистики. Минимальный объем выборочной совокупности, при котором предельная погрешность выборки с заданной вероятностью не превосходит требуемого значения, определяется выражением:

$$n = t^2 \sigma^2 / \delta^2,$$

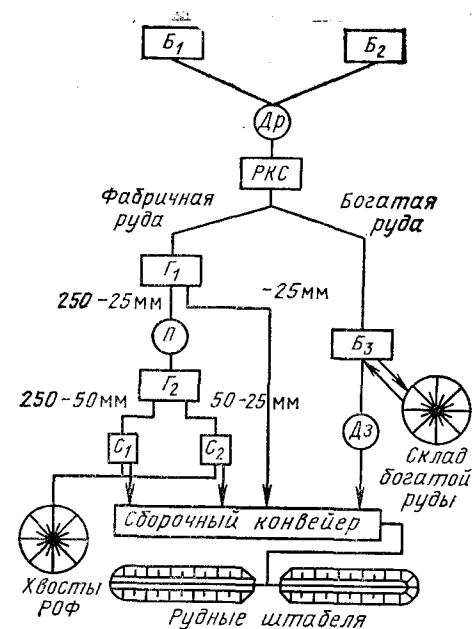
где  $n$  — объем выборки;  $t$  — параметр, характеризующий заданную вероятность (параметр определяется из таблицы значений функции плотности распределения вероятностей);  $\sigma$  — среднее квадратическое отклонение;  $\delta$  — заданная точность.

Для получения значений  $\sigma$  обычно производят повагонеточный анализ содержания руды. Если задаться вероятностью 0,99 ( $t = 2,58$ ) и требуемым отклонением от среднего содержания руды по блоку в целом, то может быть определен и необходимый минимальный объем выпущенной руды из блока.

Поскольку распределение содержаний отличается от нормального закона распределения, принимается  $n$ -кратный запас. При этом с уверенностью можно утверждать, что если из блока выпускать такое количество руды в месяц, то среднее содержание в выпущенной руде будет равно среднему содержанию руды по блоку в целом.

Рис. 5.17. Технологическая схема усреднения радиоактивных руд после обогащения на радиометрической фабрике:

$B$  — бункеры;  $Др$  — дробильная установка;  $Г$  — грохоты;  $П$  — промывочная установка;  $С$  — сепараторы;  $Дз$  — дозатор



Для характеристики уровня концентрации очистных работ могут быть использованы различные показатели: производительность очистного блока и число блоков; время отработки блока; рудная площадь (в %), занятая очистными работами. Степень концентрации горных работ зависит от многих факторов: постоянных, к которым относятся горнотехнологические условия и связанные с ними системы разработки, и переменных — степени и уровня механизации, планирования и организации производства и труда.

Отнесение систем разработки к постоянным факторам в известной мере условно, так как сами системы совершенствуются и меняются под влиянием технического прогресса, внедрения нового мощного и высокопроизводительного оборудования.

Каждой системе разработки свойственна определенная степень концентрации работ, которая в зависимости от горнотехнологических и других условий колеблется в широких пределах.

Проблемы работы горных предприятий в стационарном режиме усреднения — поверхностной шихтовки — довольно полно исследованы на предприятиях железорудной, угольной и цементной промышленности, особенно при открытой добыче полезных ископаемых.

На рис. 5.17 показана возможная технологическая схема усреднения руд уранового подземного рудника. Она предусматривает подземное дробление руды, ее сортировку на РКС на 2 класса крупности (богатая и фабричная руда).

Фабричная руда подвергается грохочению на класс — 25 мм, который поступает на сборочный конвейер, и класс — 250—25, который после мойки разделяется еще на два класса, в дальнейшем проходит обогащение на РОФ. После обогащения оба класса руды поступают на сборочный конвейер. Содержание металла в обогащенной руде повышается в среднем на 20—25%. Примерно такое же повышение содержания металла, по сравнению с исходным сырьем, наблюдается и в классе — 25 мм.

Богатая руда на установке выделяется в отдельный поток и направляется в бункер богатой руды. Бункер оборудован сбрасывающим конвейером, позволяющим излишки руды направлять на резервный склад и в случае нехватки ее возвращать в бункер, а также дозатором, с помощью которого при определенном дозировании на сборочном конвейере получается необходимое плановое содержание металла в руде. Это является первой стадией усреднения.

Вторая стадия усреднения производится укладкой руды в штабели горизонтальными слоями и ее отгрузкой с помощью экскаватора вертикальными слоями-заходками вдоль штабеля. Формирование штабеля производится следующим образом: из галереи посредством движущейся разгрузочной тележки, работающей в челночном режиме, руда сбрасывается в штабель, образуя небольшие конусные, многослойные, вспомогательные штабели, которые бульдозером разравниваются в горизонтальные слои основного штабеля. Обязательным условием является формирование одного штабеля и разгрузка другого.

#### 5.6. Совершенствование технологии подземной добычи радиоактивных руд на основе применения твердеющей закладки

Необходимость повышения эффективности подземной добычи радиоактивных руд в усложняющихся горногеологических условиях привела к значительному совершенствованию техники и технологии горных работ. Оно характеризуется созданием нового высокопроизводительного (прежде всего самоходного и вибрационного) оборудования, применением прогрессивных способов вскрытия и подготовки месторождений, переходом на более простые по конструкции варианты систем разработки, внедрением циклично-поточных технологий, усилением внимания к концентрации и интенсификации добычных работ, к вопросам полноты извлечения полезных ископаемых из недр. На развитие технологии горных работ повлияло повышение (с ростом масштабов производства) требований к охране окружающей среды, что привело к появлению систем разработки с твердеющей закладкой.

Эти системы обладают большой гибкостью и могут применяться в различных горногеологических и горнотехнических условиях, в том числе при необходимости сохранения вмещающих пород и поверхности от обрушения; при совместной отработке месторождений открытым и подземным способами; выемке ценных руд в охранных целиках; опережающей разработке одного из нескольких сортов руд, слагающих месторождение; при переходе на большие глубины.

Внедрение твердеющей закладки позволило применить высокопроизводительные системы (например, камерные) в условиях слабых и неустойчивых пород, вести сплошную отработку рудных тел с минимальными потерями и разубоживанием (см. рис. 5.12). Практика эксплуатации отечественных и зарубежных рудников

подтвердила, что системы разработки с твердеющей закладкой характеризуются высокими качественными показателями. Например, внедрение системы разработки горизонтальными слоями повышенной высоты с твердеющей закладкой и применением самоходной техники считается самым крупным достижением за последние годы в области совершенствования технологии очистной выемки [5].

Применение твердеющей закладки позволило коренным образом изменить конструкции систем разработки, да и сам подход к их выбору. Устойчивость горных пород перестала быть определяющим фактором при выборе камерных систем разработки (включая камерные с массовой отбойкой), а высота этажа ограничивается не столько допустимой площадью обнажения боковых пород, сколько возможностями существующего оборудования (например, для проходки восстающих выработок). Появилась возможность создания искусственных потолочин и целиков, предварительно сформированных днищ блоков, в целом — сплошной отработки рудных тел (залежей) с довольно низким прихватом вмещающих пустых пород (разубоживанием). В принципе доказана возможность формирования в искусственном массиве выработок различного назначения (вентиляционных, закладочных, подходов, соединительных и др.) с помощью различного рода надувных баллонов, заранее уложенных трубопроводов и других конструкций, а также целенаправленных взрывов в неполностью затвердевшем массиве закладки. Таким образом может быть исключена проходка части выработок по пустым породам и снижены объемы закладочных работ. В сочетании с проходкой восстающих и наклонных выработок бурением и более широким применением набрызг-бетонной крепи (в том числе с химическими смолами) это позволяет уменьшить выход пустых пород от проходческих работ, который в целом по подземным урановым рудникам составляет 18—20 % общего объема выдаваемой горной массы.

Значительный интерес представляют комбинированные системы разработки с твердеющей закладкой, число вариантов которых значительно. Приведем некоторые из них.

При неустойчивых породах создается искусственная потолочина (с помощью отработки 2—3 слоев с твердеющей закладкой), под прикрытием которой остальные руды вынимаются производительными (в том числе камерными) системами разработки с гораздо меньшим разубоживанием (и без нарушения поверхности), чем при применяемых обычно в таких условиях системах с обрушением. Такой вариант предложен, например, для отработки запасов руды, находящихся непосредственно под корой выветривания.

При отработке рудных тел сложной морфологии рекомендована комбинация системы горизонтальных слоев в нисходящем порядке с подэтажной отбойкой маломощных участков, обеспечивающая выборочную (раздельную) выемку руды и снижение достаточно высокого в настоящее время ее разубоживания. Доставка

отбитой руды в данном случае обеспечивается забойными передвижными виброкомплексами.

В этих же условиях выдержанные участки рудных залежей на высоту одного или нескольких подэтажей могут быть отработаны системами с массовой отбойкой (например, подэтажными штреками), а невыдержанные участки (как и междукамерные целики, преднамеренно оставляемые в таких участках) и боковые рудные ответвления довольно часто обрабатываются слоевыми системами разработки с применением самоходной техники.

В настоящее время относительно высокая стоимость закладки связана с дефицитом и дороговизной инертных и особенно вяжущих материалов. Поэтому для каждого предприятия изыскивают наиболее экономичные составы закладочных смесей, широко используя при этом местные материалы и отходы производства.

При определении эффективности использования отходов следует учитывать следующее:

источники и места образования основных объемов отходов, пути движения их к месту складирования (отвалы, хвостохранилища), транспортные средства, стоимость доставки и укладки отходов в отвалы, хвостохранилища, содержание последних;

виды и объемы отходов, пригодность их для использования в народном хозяйстве или необходимость захоронения и рекультивации отвалов в будущем;

возможные пути и методы использования отходов для закладки, стоимость их подготовки (дробление, обезвоживание);

применяемые системы разработки, порядок отработки залежей и всего месторождения, технические средства на выемке и доставке руды в шахте и т. д.

Все перечисленные факторы в той или иной степени влияют на эффективность использования для закладки отходов горноперерабатывающего и других производств, стоимость закладочных работ и экономичность разработки в целом. Разработка с закладкой особенно эффективна при добыче ценных руд, когда затраты на производство работ окупаются компенсацией ущерба, причиняемого в результате сверхнормативных потерь и разубоживания руды, нарушения поверхности, водных источников и т. д.

Имеющийся опыт применения технологии добычи с твердеющей закладкой убедительно доказал ее преимущества и перспективность.

Рассмотренные направления совершенствования вскрытия, подготовки и порядка подземной отработки месторождений радиоактивных руд, снижения потерь и разубоживания, концентрации и интенсификации горных работ, оптимальной структуры систем разработки и преимущественного применения систем с закладкой создают реальные основы снижения выхода отходов при добыче руд на 25—30 % из горно-капитальных и подготовительных работ и на 10—15 % из очистных работ. Кроме того, массовое применение систем разработки с закладкой создает реальные основы для полной утилизации этих отходов.

## 5.7. Крупнопорционная сортировка радиоактивных руд

Важным фактором снижения потерь и разубоживания руд при их добыче служит использование радиометрических и ядерно-физических методов сортировки руд цветных, редких и радиоактивных металлов в процессах их добычи и транспортировки.

Введение в технологическую цепочку предварительной сортировки руд является одним из эффективных методов снижения капитальных и эксплуатационных затрат на горнодобывающее производство, а использование обедненных хвостов сортировки в строительстве и закладке — средством снижения нагрузки на окружающую среду.

Использование ядерно-физических свойств горных пород, проявляющихся при их взаимодействии с различными излучениями: электронным, нейтронным, рентгеновским, ультрафиолетовым, инфракрасным, радиоволновым и другими, является одним из самых перспективных направлений обогащения полезных ископаемых. В настоящее время успешно внедрены или внедряются радиометрические и ядерно-физические методы обогащения (фотонейтронный, рентгенолюминесцентный, фотолюминесцентный, гамма-флюоресцентный, магнитометрический, нейтронно-радиационный и др.) радиоактивных, бериллиевых, флюоритовых, медных, марганцевых, серебряных, золотосодержащих, вольфрамовых и многих других руд и нерудного сырья.

Применение этих методов позволяет разделять минералы по различию таких свойств, которые прежде при обогащении полезных ископаемых не использовались. Появилась возможность выделять при обогащении асбест, барит, кальций, мел, медь, никель, серебро, алмазы, полевые шпаты, золото, ильменит, магнезит, шеелит, флюорит и др. В процессах такого обогащения руд из них выделяется до 50—90 % отвальных хвостов, благодаря чему из потока рудной массы отсортировывается до 10—30 % пустых пород.

Высокая экономическая эффективность радиометрических и ядерно-физических методов обогащения руд, отсутствие химических реагентов, шламо- и газовыделения способствуют снижению капитальных и эксплуатационных затрат и сокращению площади земель, отводимых под хвостохранилища.

Принципиально новым направлением использования радиометрических и ядерно-физических методов обогащения руд является крупнопорционная сортировка их в бункерах погрузочных и транспортных машин, ковшах экскаваторов, на конвейерных линиях. Такая сортировка хотя и менее технологична, чем покусковая сортировка предварительно подготовленной руды на сепараторах, а выход хвостов при этом существенно ниже, чем при обогащении на фабриках, тем не менее использование ее весьма эффективно благодаря применению на самых ранних стадиях перемешивания руд без их предварительной подготовки, сортировки всей рудной массы, ликвидации в отдельных случаях затрат на строительство

Таблица 5.5. Распределение металла по фракциям на различных технологических процессах

Фракция, мм	Коэффициент обогащения и распределение металлов по фракциям					
	по развалу взорванной горной массы		после погрузки		после рассева на грохоте	
	коэффициент обогащения	удельный объем металла, %	коэффициент обогащения	удельный объем металла, %	коэффициент обогащения	удельный объем металла, %
0—25	1,53	40,6	1,48	42,2	1,52	48,2
25—75	1,34	33,6	1,22	31,8	1,32	34,4
75—100	1,00	12,0	1,00	13,3	1,00	15,2
150—300	0,79	8,0	0,81	7,7	0,80	1,2
300—500	0,32	3,0	0,35	2,7	0,33	0,5
500—700	0,23	1,5	0,24	1,3	0,25	0,3
700—900	0,17	1,0	0,14	0,7	0,16	0,1
Более 900	0,07	0,3	0,07	0,3	0,08	0,05

фабрики, использованию хвостов сортировки в процессах кучного выщелачивания или закладки выработанных пространств, что существенно снижает потери полезных ископаемых, способствует утилизации отходов.

Добычные работы с радиометрической сортировкой руд в ковшах экскаваторов, которые осуществлялись в забоях с неравномерным оруденением при различной форме и мощности рудных тел, изменяющейся от 1—2 до 5—10 м с наличием безрудных пропластков, позволили повысить извлечение металла из горнорудной массы на 6,2 % абсолютных, потери при этом были снижены на 5 %, а разубоживание на 18 % относительных. Полученные результаты обусловили высокие темпы внедрения ковшовых экскаваторных радиометров на карьерах по добыче радиоактивных руд. В настоящее время до 97 % работ осуществляется с применением крупнопорционной сортировки руд в ковшах экскаваторов.

Вторым важным направлением крупнопорционной сортировки руд на карьерах является использование радиометрических и ядерно-физических методов их опробования в кузовах автосамосвалов на рудоконтрольных станциях (РКС).

При этом может быть отмечено два принципиальных метода опробования: по регистрации естественного  $\gamma$ -излучения радиоактивных руд с использованием системы кассетных датчиков, аналогичных ковшовым радиометрам, которые устанавливаются на РКС, или по регистрации наведенной активности для нерадиоактивных руд, осуществляемой введением источника излучений в горнорудную массу, лежащую в кузове автосамосвала. Использование в процессе радиометрической сортировки руд рудоконтрольных станций позволяет отсортировать еще до стадии переработки руд до 10—15 % пустых пород, существенно снижая разубоживание руд и последующие затраты по их переработке.

Таблица 5.6. Распределение фракций в горной массе по технологической цепи

Фракция, мм	Выход фракций, %		
	после взрыва по развалу взорванной массы	после экскавации	после рассева на грохоте
0—100	56,0	59,0	74,0
100—200	11,3	12,1	14,1
200—300	6,7	6,5	7,3
300—400	5,2	5,0	2,6
400—600	4,0	3,0	1,6
Более 500	16,8	11,4	0,4

Эффективным приемом крупнопорционной сортировки руд на карьерах является грохочение горнорудной массы для выделения ее обогащенных классов крупности. В результате длительных наблюдений за процессами разрушения характерных для сложноструктурных месторождений жильковых и вкрапленных руд, прочность которых существенно ниже прочности вмещающих пород, установлено, что в процессах погрузки, транспортировки и перевалки горнорудной массы происходит постепенное обогащение полезными компонентами рудной мелочи при соответствующем снижении содержания полезных компонентов в крупных фракциях (табл. 5.5).

Несмотря на изменение выхода фракций в процессе движения горнорудной массы, если принять за сортируемый класс —300 мм нетрудно заметить, что, составляя по развалу 74 %, он содержит 94,2 % металла (см. табл. 5.5). После выгрузки в автосамосвалы содержание этого класса по всей горнорудной массе увеличивается до 77,7 %, а содержание металла в нем повышается до 95,0 %; после рассева на грохоте по классу —300 мм удельный вес этого класса повышается до 95,4 %, а содержание металла в нем до 99,05 %.

Таким образом, своевременная отсортировка путем грохочения по определенному классу обедненных фракций руды, составляющих 25—28 %, позволяет повысить содержание в подгрохотном продукте на 5—6 % абсолютных (табл. 5.6)

Это явление диктует целесообразность и необходимость крупнопорционной сортировки рудной массы путем промежуточного ее рассева на грохотах с разделением на отдельные классы крупности и последующей отдельной переработкой этих классов, в некоторых из которых содержится до 75—80 % металла всей рудной массы (например, в классах 0—25 и 25—75 мм).

Применение технологии крупнопорционной сортировки, после которой подгрохотный продукт поступает на шихтовочный склад ГМЗ, а надгрохотный продукт с незначительным содержанием металла во избежание его потерь — на кучное выщелачивание, позволяет получать значительную экономию средств исключением надгрохотного класса (в объеме до 25—28 %) из последующих

Таблица 5.7. Распределение металла по фракциям руды при ее различной крепости

Фракция, мм	Коэффициент крепости $f$				
	12—14	10—12	9—12	6—8	9—10
0—25	$\frac{1,32}{52,0}$	$\frac{1,49}{62,0}$	$\frac{1,49}{68,0}$	$\frac{1,69}{76,0}$	$\frac{1,18}{78,5}$
	$\frac{0,83}{8,5}$	$\frac{0,81}{11,3}$	$\frac{0,74}{10,0}$	$\frac{0,80}{8,0}$	$\frac{0,83}{5,0}$
25—50	$\frac{0,66}{28,2}$	$\frac{0,45}{18,8}$	$\frac{0,52}{18,8}$	$\frac{0,52}{13,0}$	$\frac{0,60}{13,3}$
	$\frac{0,54}{8,6}$	$\frac{0,34}{6,1}$	$\frac{0,45}{2,2}$	$\frac{0,45}{1,4}$	$\frac{0,52}{1,6}$
200—300	$\frac{0,32}{1,7}$	$\frac{0,23}{1,4}$	$\frac{0,32}{1,0}$	$\frac{0,33}{1,3}$	$\frac{0,45}{1,0}$
	$\frac{0,23}{1,0}$	$\frac{0,17}{0,4}$	$\frac{0,14}{—}$	$\frac{0,15}{0,3}$	$\frac{0,32}{0,6}$
Более 500					

Примечание: 1 В числителе — коэффициент обогащения, в знаменателе — распределение металла по фракциям. 2. В последней графе месторождение представлено интенсивно дробленными рудами при относительно крепких и монолитных вмещающих породах.

операций транспортировки, обогащения, первоначального дробления, измельчения и переработки руд, практически при сохранении того же количества металла.

Аналогичное обогащение рудной мелочи, требующее обязательного применения крупнопорционной сортировки горнорудной массы на грохотах, наблюдается и на подземных горных работах в процессах выпуска, перепуска через рудоспуски, транспортировки и перевалки руд (табл. 5.7), когда в классах до —300 мм заключено 98—99 % металла.

Исключение класса +300 мм из последующих процессов переработки имеет важное значение в снижении разубоживания руд, так как практически всегда класс +300 мм относится к забалансовым рудам, за исключением месторождений с массивными прочными рудами, залегающих в гранитах и их аналогах.

Таким образом, введение в общую технологическую цепь предварительной сортировки руд в бункерах погрузочных и транспортных машин, ковшах экскаваторов, на грохотах РКС позволяет существенно повысить полноту и качество выемки полезных ископаемых, снижая их потери и разубоживание, а следовательно, и выход на последующих операциях переработки твердых отходов, нуждающихся в утилизации, что позволяет получить значительный экономический эффект.

## БЕЗОТХОДНАЯ (МАЛООТХОДНАЯ) ДОБЫЧА РАДИОАКТИВНЫХ РУД ПОДЗЕМНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

Интенсивное увеличение в последние годы глубины разрабатываемых месторождений, усложнение их геоморфологического строения, применение все более трудоемких методов селективной выемки рудных тел, снижение содержания металла в рудах, обуславливающее рост добываемых объемов горной массы для получения одного и того же заданного количества металла, ухудшение горногеологических условий разработки месторождений (растет глубина горных работ, крепость пород, увеличиваются водопритоки, температура и горное давление) — все это создало ряд объективных трудностей в дальнейшем повышении эффективности традиционных способов открытой или подземной разработки и способствовало появлению нового геотехнологического способа извлечения радиоактивных руд — подземного выщелачивания.

### 6.1. Условия применения и выбор систем разработки при подземном выщелачивании руд

Усложняющиеся горногеологические условия — снижение содержания в рудах, повышенные водопритоки, рост температур, препятствующие дальнейшему развитию открытых или подземных горных работ, для ПВ являются факторами необходимыми, создавая тем самым ряд преимуществ для его применения в этих условиях. Так, при ПВ селективное растворение металла из руд обуславливает возможность валовой отработки рудных тел, устраняя тем самым одно из важнейших препятствий на пути вовлечения в производство сложноструктурных месторождений при традиционных способах разработки — высокие потери и разубоживание. Обводненность месторождений и повышенные температуры горных пород не только не препятствие, а технологическая необходимость ПВ гидrogenных месторождений.

При увеличении глубины разрабатываемых месторождений применение взамен традиционных способов разработки ПВ руд, предварительно дробимых на месте их залегания, позволяет увеличить экономически целесообразную глубину путем снижения затрат:

на транспорт рудной массы, когда на поверхность выдается не более 15—20 % руды;

на погашение выработанного пространства, поддерживаемого замагазинированной для выщелачивания рудой;

на горно-капитальные, горно-подготовительные и другие работы;

на переработку рудной массы на поверхности и складирование хвостов обогащения.

Возможность вовлечения при этом в производство все более бедных и убогих руд, создаваемая благодаря валовым способам

разработки рудных тел при селективном извлечении металлов, позволяет существенно, в 2—3 раза расширить запасы эффективно извлекаемых полезных ископаемых.

Малооперационность технологических процессов ПВ ведет к значительному росту производительности общественного труда. Создаются условия для более полной механизации и автоматизации производства при возрастании количества рабочих мест с социально благоприятными условиями труда, значительно снижаются капитальные и эксплуатационные затраты, обеспечивается более полная охрана всех элементов окружающей среды — недр, гидросферы, атмосферы.

Как и традиционные открытый и подземный способы разработки, способ ПВ может применяться самостоятельно и в сочетании с традиционными (комбинированный способ разработки месторождений).

К последнему относится и доработка потерянных балансовых и оставленных забалансовых руд после отработки месторождений традиционным способом (растянутая во времени комбинированная отработка).

Способ ПВ (самостоятельно или в комбинации с другими) широко внедрен на многих уранодобывающих предприятиях. Всесторонний анализ результатов его применения позволил выявить наиболее важные факторы, которые дают возможность сформулировать основные требования к природным и геотехнологическим свойствам крепких руд и горнотехническим условиям их разработки с достижением максимальной полноты извлечения металлов, повышения уровня использования запасов недр и улучшения основных технико-экономических показателей горных предприятий. К ним относятся: характер рудной минерализации, форма нахождения полезных компонентов в руде, обводненность и глубина месторождения, проницаемость вмещающих пород, масштаб месторождения, содержание карбонатов и вредных для массообменных процессов примесей в руде, экономико-географическое положение месторождения.

Последний фактор приобретает особо важное значение в связи с тем, что горнодобывающая промышленность вследствие объективных причин испытывает и будет испытывать в дальнейшем определенные трудности в создании инфраструктуры горнодобывающих районов, сдерживающей темпы ее развития.

Сюда же относится ухудшение качества добываемых и предполагаемых к добыче руд и неуклонное сокращение сырьевых ресурсов в промышленно развитых районах. Освоение новых горнорудных районов в неблагоприятных экономико-географических условиях требует значительных трудовых и капитальных затрат, удлиняет сроки ввода в эксплуатацию подземных рудников, увеличивает стоимость перевозки руды к перерабатывающим заводам, расположенным, как правило, в промышленных центрах.

В этих условиях способ ПВ, как показывают проекты и технико-экономические расчеты, позволяет в 1,5—2 раза снизить объем

капиталовложений на строительство рудника ПВ и рудоперерабатывающего завода, сократить на 30—40 % численность работающих, уменьшить сроки строительства и ввода в действие предприятия по сравнению с подземным рудником и ГМЗ равной мощности по готовой продукции.

В то же время в освоенных горнорудных районах разведано значительное количество небольших по запасам месторождений, разработка которых традиционными способами экономически нецелесообразна, применение же способа ПВ может вывести эти месторождения в разряд промышленных и способствовать более рациональному использованию запасов недр.

## 6.2. Особенности вскрытия и подготовки месторождений к подземному выщелачиванию

Высота этажа при отработке месторождений ПВ определяется гидрогеологическими условиями, углом падения рудной залежи и физико-механическими свойствами руды. Она колеблется в широких пределах, достигая 100 м.

В связи с поддержанием выработанного пространства заматазинированной рудой или выщелачиваемой горнорудной массой возникает разрыв в понятии «высота блока», определяемого технологией выщелачивания, и «высота этажа», выбор которой должен быть подчинен условию снижения объемов и стоимости горнокапитальных работ.

Схемы вскрытия месторождений, обрабатываемых способом ПВ, в принципе идентичны традиционному подземному способу. Однако вследствие повышения высоты этажа, упрощения схемы вскрытия и сокращения числа горных выработок объем горнокапитальных работ, как показала практика эксплуатации предприятий ПВ на базе месторождений крепких руд, сокращается в 1,3—1,5 раза по сравнению с традиционным подземным способом.

Анализ объемов горнокапитальных работ, их стоимости при вскрытии одного из пологопадающих месторождений показывает, что если принять за 100 % показатели традиционного подземного способа, то ПВ позволяет:

- снизить общий объем горнокапитальных работ до 71 %;
- уменьшить удельный объем горнокапитальных работ на 1000 т эксплуатационных запасов до 44 %;
- сократить общий объем капитальных вложений до 65 %;
- снизить при этом удельный объем капитальных вложений на единицу продукции до 55 %;
- сократить срок ввода предприятия в эксплуатацию в 1,2 раза, а следовательно, ускорить окупаемость капитальных вложений.

На другом месторождении, представленном крутопадающим штокверкообразным рудным телом мощностью 35—40 м и длиной по простиранию 120—150 м, применение способа ПВ вместо традиционных подземных систем дало возможность отказаться от проходки квершлагов на каждом горизонте, вследствие чего уда-

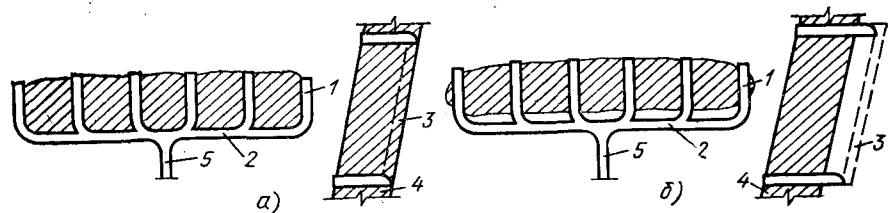


Рис. 6.1. Схемы рудной (а) и полевой (б) подготовки блоков для подземного выщелачивания:

1 — рудные орты; 2 — рудные (полевые) штреки; 3 — рудные (полевые) восстающие; 4 — рудное тело; 5 — квершлаг

лось сократить объем горно-капитальных работ на 25 % и снизить удельные капитальные вложения почти в 1,3 раза.

При отработке способом ПВ пологие, наклонные и крутопадающие месторождения подготавливаются обычно с помощью рудных или полевых этажных штреков, которые проводятся в рудном теле у контакта с боковыми породами или во вмещающих породах (рис. 6.1). Принципиально этот способ отличается от применяемых обычно в горном деле прежде всего меньшим объемом подготовительных выработок (в 4—5 раз сокращается количество руды, выдаваемой на поверхность) и необходимостью проходки на этаже участкового растворосборника.

Проведение подготовительных выработок и определенный порядок их эксплуатации увязываются во времени и пространстве со схемами движения в рудном массиве растворов реагента. В частности, реже используется полевая подготовка рудных залежей. При разработке крутопадающих и наклонных залежей камерами с магазинированием без оставления целиков подготовительные выработки проходятся по руде с последующим их погашением. В таких горнотехнических условиях отработку камер на этаже производят в отступающем порядке, а отработку этажей — в нисходящем порядке, хотя в последние годы начаты опытные работы и по восходящему порядку отработки.

При комбинированной отработке и особенно доработке месторождений ПВ в качестве горно-подготовительных, нарезных выработок и компенсационных пространств используются оставшиеся от традиционных работ выработки различного назначения.

В связи с тем, что при ПВ на поверхность выдается лишь небольшая часть отбиваемой рудной массы, отпадает необходимость использования мощного транспортного и проходческого оборудования и проведения подготовительных выработок большого сечения. Подготовку рудных тел производят выработками небольшого сечения — до 6—7 м<sup>2</sup>, что ведет к резкому снижению выхода твердых отходов.

### 6.3. Оценка выхода и размещения отходов при подземном выщелачивании радиоактивных руд

При разработке ПВ гидрогенных осадочных месторождений доступ к полезному ископаемому и фронт выщелачивания обеспечиваются посредством сооружения скважин с поверхности, оборудованных в пределах рудного тела фильтрами, а водоносного горизонта — насосами для извлечения продуктивных растворов. Эти системы (рис. 6. 2) характеризуются полным отсутствием горных выработок для вскрытия и подготовки месторождения и соответствующим исключением твердых отходов добычи. Сложнее при разработке таких месторождений решается проблема жидких отходов.

При разработке гидротермальных месторождений, представленных прочными рудами и вмещающими породами, наиболее интересны (с точки зрения безотходности добычи) системы разработки, при которых доступ растворов к полезному ископаемому обеспечивается комплексом подземных горных выработок и буримых из них скважин. Для них характерно обязательное разрыхление выщелачиваемой массы (по аналогии с системами разработки традиционным подземным способом, определяющими названия их вариантов).

Эти системы (рис. 6. 3) с полным основанием можно отнести к системам с малоотходной технологией добычи. Количество твердых отходов определяется здесь уровнем концентрации работ, особенностями вскрытия и подготовки месторождений, спецификой размещения отходов.

По своим технологическим особенностям ПВ имеет значительные возможности для повышения концентрации горных работ. Достаточно отметить, что если при традиционных способах ведения горных работ высота подэтажа, определяемая из условий достижения заданной степени дробления взорванной рудной массы

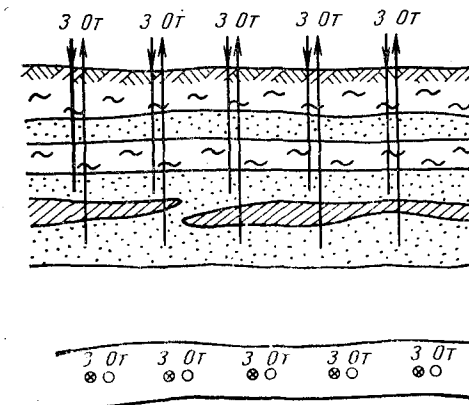


Рис. 6.2. Схема вскрытия и подготовки гидрогенных месторождений для подземного выщелачивания скважинами с поверхности с расположением чередующих откачных (От) и закачных (З) скважин вкрест простирания узких залежей

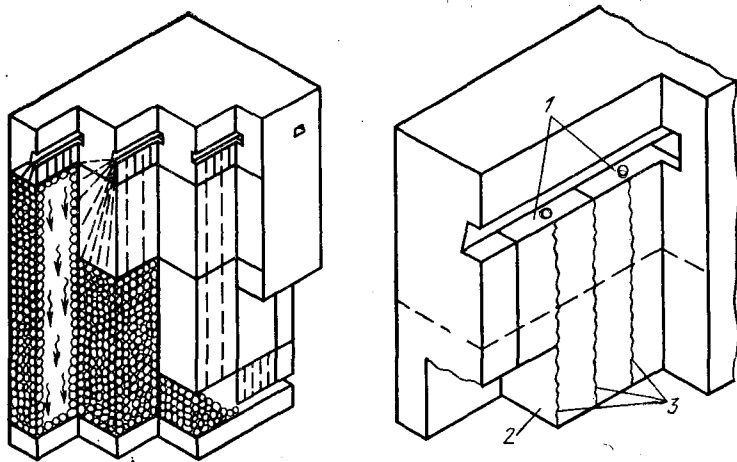


Рис. 6.3. Система подземного выщелачивания с этажной отбойкой руды на нижнюю горизонтальную подсечку и экранированием взрывных волн трещинами гидроразрыва:

1 — скважины для образования трещин гидроразрыва; 2 — плоскости разрыва; 3 — трещины гидроразрыва

для эффективного её выпуска составляет 12—15 (реже 18 м), то при ПВ с отбойкой и magazинированием руд возможно вначале повышение высоты подэтажа до 25—30 м, а затем, после оптимизации параметров взрывания, отбойка на всю высоту этажа. Увеличение высоты блока, ширины и длины выщелачиваемого пространства, безблоковая отработка залежей способствуют концентрации всех технологических операций (т. е. очистных работ) и ведут к повышению производительности труда забойных рабочих.

Схема технологии ПВ предусматривает большую концентрацию работ по вертикали на одном, максимум двух горизонтах. Существует два основных варианта организации работ по подготовке запасов к выщелачиванию.

1. Подготовка нового этажа ведется одновременно с выщелачиванием обрабатываемого этажа с таким расчетом, чтобы к обрушению руды на нижележащем (новом) горизонте приступить сразу после того, как концентрация металла в продуктивных растворах в верхнем этаже станет ниже пластовой, и созданием подвижек внутри выщелачиваемой руды интенсифицировать процесс и повысить извлечение металла (т. е. в одновременной работе могут находиться два этажа).

2. Работы по подготовке руды к её выщелачиванию на смежных этажах не могут быть совмещены во времени и ведутся только после погашения первого этажа.

При работе одним этажом представляется возможность к вовлечению в производство одновременно по горизонту до 100 % запасов. При этом не требуется согласованное, как при традици-

онном подземном способе, погашение выработанного пространства ввиду его поддержания замагазинированной и невыпускаемой рудой, выщелачиваемой на месте залегания.

Сосредоточение работ на одном горизонте, т. е. повышение нагрузки на рабочий горизонт, — это наиболее эффективный, интенсивный путь повышения производительности труда горнорабочих. При этом существенно меняется и структура сети горных выработок: сокращаются объемы горно-капитальных и горно-подготовительных работ, снижается длина активных горных выработок, находящихся в работе, уменьшается число вентиляционных выработок и транспортных коммуникаций, что ведет к снижению выхода твердых отходов.

При условии одинаковой производительности двух рудников по полезному ископаемому, один из которых обрабатывает месторождение традиционным подземным способом, а другой выщелачиванием, объем выдаваемой из эксплуатационных блоков рудной массы во втором случае в 5—7 раз меньше, достигая в отдельных горногеологических и горнотехнических условиях, например при разработке легкопроницаемых руд выщелачиванием без предварительного разрушения, всего лишь 5—10 % общего объема.

Таким образом, способ ПВ характеризуется небольшим (от 5—10 до 20—25 % объема обрабатываемой массы) выходом твердых отходов, представляющих собой пустые породы от проходки выработок и рудную массу (от проходки выработки по руде и частичного ее выпуска из блоков), которая перерабатывается на поверхности кучным выщелачиванием или обычным способом с направлением ее на ГМЗ.

Выщелоченная масса в естественном состоянии или основная ее часть в разрыхленном виде остается на месте залегания. При разработке способом ПВ месторождений, подготавливаемых системой подземных горных выработок, проблема жидких отходов решается проще, чем при подготовке месторождений системой буровых скважин, так как организация приема продуктивных растворов и дренажа подземных вод системами горных выработок обеспечивает как большую (чем скважинами) надежность, так и контроль за потерями.

Особый класс систем при подземном выщелачивании месторождений составляют те системы, при которых для доступа растворов к полезному ископаемому используются открытые горные выработки (канавы, траншеи, котлованы и др.). Эти системы применяют при неглубоком залегании месторождений или когда они выходят на поверхность. Количество твердых отходов здесь определяется объемами вскрышных работ, и практически в этом отношении они не отличаются от традиционного открытого способа добычи.

Проблема жидких отходов при системах разработки способом ПВ должна рассматриваться поэтапно.

На этапе эксплуатации растворы являются рабочим телом, осуществляющим: подвод реагента к месту расположения полезного ископаемого, сам процесс выщелачивания и транспортирова-



Таблица 6.1. Классификация потерь полезных компонентов при разработке месторождений способом ПВ

Класс	Группа	Вид	Перечень потерь
I. Потери на стадии освоения месторождений	Потери без экологических последствий То же	Потери полезного ископаемого в массиве	В охранных целиках под зданиями и сооружениями, водоемами, заповедными зонами
		То же	В целиках внутри выемочного участка, в лежащем и висячем боках, почве и кровле, на флангах и местах выклинивания, в целиках у геологических нарушений
		Потери ПК в твердой фазе	В подготовительно-нарезных выработках при смешивании с пустыми породами, в висячем боку, в местах неконтролируемых вывалов, в местах погрузки и разгрузки руды, на путях, в хвостах выщелачивания, из-за несовершенства системы орошения и неполного насыщения горной массы раствором
II. Горно-эксплуатационные потери	Потери, опасные экологическими последствиями То же	Потери ПК вместе с растворами	Через соединения в магистральных трубопроводах, утечки за контур зоны выщелачивания, некачественной гидроизоляции дренажных выработок и камер
		Потери ПК в твердой фазе	При транспортировке до РОФ, складировании выданной горной массы, сортировке и обогащении на РОФ, деятельности ветра при КВ, в виде пыли на стенках и крепи горных выработок
		Потери ПК вместе с растворами	Неконтролируемые утечки растворов за пределы рудного тела, нарушения гидроизоляции днища при КВ, утечки из поверхностных растворопроводов, испарение и деятельность ветра при КВ, проливы у устья технологических скважин, несовершенство запорной арматуры и цементации затрубного пространства технологических скважин, разубоживание подземными водами
III. Технологические потери	Потери без экологических последствий	Потери ПК в твердой фазе	На осадительных картах, в хвостах выщелачивания при КВ или ГМЗ, при транспортировке концентрата

Продолжение табл. 6.1

Класс	Группа	Вид	Перечень потерь
	Потери, опасные экологическими последствиями	Потери ПК вместе с растворами Потери ПК в твердой фазе Потери ПК вместе с растворами	В местах выгрузки обогащенных растворов, при сорбции и экстракции, вместе с маточниками, смешивании руды разных сортов для переработки на заводе При транспортировке руды на ГМЗ на перевалочных складах При нейтрализации маточников, захоронении

ние извлеченной части металла к перерабатывающим устройствам. Процесс осуществляется как бы с обратным водоснабжением с незначительным выводом маточных растворов из процесса (из-за содержания вредных примесей в руде). После завершения процесса выщелачивания в одном блоке (участке, месторождении) раствор подается в следующий, т. е. на этапе эксплуатации циркулирующий раствор не является отходом производства. Он вступает в это качество при завершении эксплуатации всего месторождения или их группы, когда наступает период восстановления (промывки) недр и чистки или захоронения загрязненных вод.

Труднее всего, как уже отмечалось, осуществляется контроль за состоянием подземных вод, восстановлением недр (включая подземные воды) при разработке месторождений скважинами с поверхности.

Особую проблему представляют собой жидкие отходы, связанные с потерями растворов и полезных ископаемых.

Как и для любого способа разработки, для ПВ характерны свои виды потерь. Специфика нахождения урана и других ЕРН при данном способе разработки в легкоподвижном состоянии и возможность образования неконтролируемых потерь может представить серьезную угрозу окружающей среде, независимо от размера экономического ущерба от потерь. Поэтому в классификации потерь (табл. 6.1) отражено их влияние на окружающую среду, т. е. место их образования в процессе производства и экологические последствия.

Мероприятия по предотвращению случайных утечек и локализации растекания растворов должны быть глубоко обоснованы, а средства для их реализации — надежными в работе как в период эксплуатации месторождения, так и на завершающей стадии — рекультивации недр. С этой целью разработаны различные системы улавливания растворов, которые включают в себя специаль-

ную подготовку основания блоков, систему выработок или скважин для перепуска растворов в аккумулярующие емкости горизонта улавливания, по которым затем они транспортируются к растворосборникам. В особых случаях устраиваются различные противодиффузионные завесы.

С учетом имеющихся систем контроля за состоянием подземных вод, а также их выделения и очистки технологию ПВ с полным основанием можно отнести к малоотходной, а отдельные ее варианты, число которых в перспективе будет увеличиваться, — к безотходной.

#### 6.4. Оценка области рационального применения подземного выщелачивания радиоактивных руд

Решение поставленных задач по интенсификации и комплексному освоению месторождений полезных ископаемых с наименьшим ущербом окружающей среде должно основываться на последних достижениях фундаментальных наук и открытых ими закономерностях и эффектах. Этим требованиям в наибольшей степени отвечает широкое внедрение способа ПВ.

Об этом свидетельствует накопленный опыт проектирования и эксплуатации предприятий ПВ на базе месторождений не только осадочного типа, но и руд, залегающих в скальных массивах, усредненные результаты которых по целому ряду месторождений приведены в табл. 6.2.

Из этих данных отдельно выделены показатели по извлечению металла при двух сравниваемых способах добычи для более полного их анализа (табл. 6.3).

В табл. 6.3. приведены показатели извлечения, полученные для месторождений, благоприятных или весьма благоприятных для применения технологии ПВ.

Содержание в балансовых запасах этих месторождений близко к бортовому содержанию забалансовых руд, во всяком случае не превышает его более чем в 2 раза. В этих условиях извлечение металла из непосредственно балансовых руд способом ПВ ниже, чем способом ПТ, на 8—15% (абсолютных). Эти потери полностью перекрываются извлечением металла из окружающих забалансовых руд.

Для правильного представления о возможностях применения ПВ руд следует рассмотреть общую закономерность изменения коэффициента эффективности применяемой технологии добычи металла, учитывающего не только содержание металла в рудах, коэффициент его извлечения, затраты (определяемые и глубиной разработки), но и общую народнохозяйственную значимость получаемого эффекта по отношению к понесенным затратам:

$$K_3 = 1 - \Sigma C_3 / C_j,$$

где  $K_3$  — коэффициент народнохозяйственной эффективности при-

Таблица 6.2. Сравнительные технико-экономические показатели (в %) разработки месторождений ПВ и традиционным подземным способом (ПТ) (за 100 % приняты показатели ПТ)

№ п/п	Показатель	ПВ для месторождений			Сочетание ПВ и ПТ
		крупное	среднее	мелкое	
1	Извлекаемые запасы металла	123	129,2	104,0	108,0
2	Выпуск металла в конечной продукции за весь период эксплуатации	102,5	117,6	91,5	98,0
3	Капиталовложения, всего	79,0	65,4	112,6	230,0
4	Годовая производительность:				
	по руде	446,0	157,1	123,0	143,0
	по металлу	113,0	119,5	104,0	98,0
5	Списочная численность промышленно-производственного персонала	68,9	57,5	98,0	74,8
6	Производительность труда:				
	на подземного рабочего	700,0	450,0	226,0	156,0
	рабочего по руднику	680,0	420,0	216,0	148,0
7	Полная себестоимость 1 т металла	67,7	55,9	90,0	86,4

меняемой технологии добычи металла, руб./руб.;  $\Sigma C_3$  — сумма всех понесенных затрат на добычу сырья, его транспорт, обогащение, переработку, руб./т (руб./кг);  $C_j$  — стоимость извлекаемой в итоге народнохозяйственной ценности, руб./т (руб./кг):

$$C_j = \alpha \eta C_3,$$

где  $\alpha$  — содержание металла в руде, кг/т;  $\eta$  — коэффициент сквозного извлечения металла из недр, доли ед.;  $C_3$  — стоимость металла в системе народного хозяйства, определяемая с учетом мировой конъюнктуры или замыкающих затрат с учетом предельных цен на металл, руб./т (руб./кг).

Если  $\Sigma C_3 / C_j < 1$ ,  $K_3$  приобретает положительное значение, давая возможность к расширению области применения тех или иных технологических схем.

Таблица 6.3. Сравнительные показатели извлечения металла при различных способах добычи (в % абсолютных значений извлечения)

№ п/п	Показатель	Тип месторождения		
		крупное	среднее	мелкое
1	Извлечение металла из руд:			
	ПТ	90,0	88,0	88,5
	ПВ	75,0	80,0	76,2
2	Извлечение металла из недр:			
	ПТ	84,6	78,5	89,8
	ПВ	86,8	92,3	82,2

Таблица 6.4. Комплекс мероприятий по рациональному

Обеспечение полноты извлечения полезных ископаемых	
При добыче	При переработке
<p>Улучшение качества геологоразведочных работ, осуществление доразведки месторождений и участков</p> <p>Применение наиболее рациональных и эффективных методов добычи</p> <p>Расширение добычи полезных ископаемых открытым способом</p> <p>Внедрение систем разработки с закладкой выработанного пространства и бесцеликовой охраной выработок и поверхности</p> <p>Недопущение сверхнормативных потерь и разубоживания руды, а также выборочной отработки богатых участков</p> <p>Соблюдение технологии горных работ</p> <p>Повышение интенсивности и концентрации горных работ</p> <p>Раздельная выемка руды и пород</p> <p>Экономически оправданное вовлечение в отработку запасов некондиционных руд</p> <p>Дополнительная добыча полезных ископаемых, в том числе повторная разработка участков и месторождений</p> <p>Внедрение методов подземного выщелачивания металлов из бедных и потерянных в недрах руд</p> <p>Разработка и использование специальных методов и мер для снижения потерь и разубоживания руды: смыв со стенок камер, разделяющие перекрытия, выемка в приконтурных зонах карьеров и подземных блоков</p>	<p>Повышение степени извлечения полезных ископаемых за счет совершенствования технологии переработки</p> <p>Использование методов усреднения качества перерабатываемого сырья</p> <p>Внедрение методов кучного выщелачивания металлов из забалансовых руд, отвалов карьеров и шахт, отходов обогатительных фабрик и заводских шлаков</p> <p>Использование методов предварительного обогащения (сортировки)</p> <p>Переработка отвалов и отходов до извлечения полезных компонентов</p> <p>Использование методов морального и материального стимулирования за повышение качества поставляемого сырья</p> <p>Очистка шахтных и сточных вод и извлечение из них полезных ископаемых</p>

Анализ выполненных с таких позиций расчетов показывает (рис. 6. 4.), что при содержании  $\alpha$  и коэффициенте сквозного извлечения 0,65 ПВ по сравнению с подземными работами экономически нецелесообразно при глубине горных работ около 250 м (кривая б). Но при условии повышения коэффициента извлечения с 0,65 до 0,80 область экономически эффективного применения подземного выщелачивания расширяется по сравнению с подземными горными работами с 1000 до 1700 м (кривая 5), давая тем самым возможность к широкому вовлечению в производство множества запасов бедных руд на больших глубинах, что так характерно для современной сырьевой базы ядерной энергетики.

При увеличении содержания в рудах вдвое и коэффициента сквозного извлечения до 0,85 (кривая 3) применение ПВ становится значительно эффективней способа ПТ добычи во всем диа-

использованию полезных ископаемых и охране недр

Комплекс использования полезных ископаемых	Охрана неиспользуемых запасов полезных ископаемых
<p>Полное и комплексное геологическое изучение недр и технологическая оценка основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов</p> <p>Разработка и внедрение технологических схем и методов обогащения и переработки сырья, обеспечивающих комплексное извлечение полезных компонентов</p> <p>Создание комплексных производств, основанных на замкнутых циклах с организацией в перспективе безотходных производств</p> <p>Учет имеющихся и выделяемых отходов (горных предприятий, обогатительных фабрик, металлургических заводов, тепловых электростанций и др.) с установлением объемов, вещественного состава, технологических свойств и определение возможного производства продукции из отходов и потребности в ней</p> <p>Поиск сфер применения (в том числе нетрадиционных) всех полезных ископаемых</p>	<p>Тщательная разведка, учет и документация всех выявленных полезных ископаемых</p> <p>Недопущение вредного влияния работ, связанных с пользованием недрами, на сохранность запасов полезных ископаемых</p> <p>Разработка специальных мероприятий по сохранению некондиционных (забалансовых) руд и отходов и предупреждение их от выветривания, выщелачивания и других вредных влияний</p> <p>Предотвращение нарушений и загрязнений земных толщ при подземных инженерных сооружениях, хранении нефти, газа и т. д., захоронениях вредных отходов производства, проведении ядерных взрывов и научных исследований</p> <p>Предупреждение от застройки промышленными и жилыми объектами, затопление при создании водохранилищ, перекрытия отвалами горных пород и хвостохранилищами</p> <p>Охрана гидрогеологического режима прилегающих территорий</p>

пазоне рассматриваемых содержаний металла в рудах и глубин разработки.

Таким образом, прогрессивность и экономическая эффективность ПВ как способа, призванного заменить традиционные технологические методы машинной добычи полезных ископаемых, совершенно очевидны. Важнейшей задачей реализации этого нового технологического направления является повышение коэффициента сквозного извлечения металлов из недр на основе совершенствования систем разработки, технических средств (в том числе эффективных растворителей), орудий и методов труда с достижением качественных показателей извлечения металлов равных, а в отдельных случаях и превышающих такие показатели при традиционных способах добычи. При этом нельзя не отметить того важного обстоятельства, что ПВ, лишь недавно начавшее свое промыш-

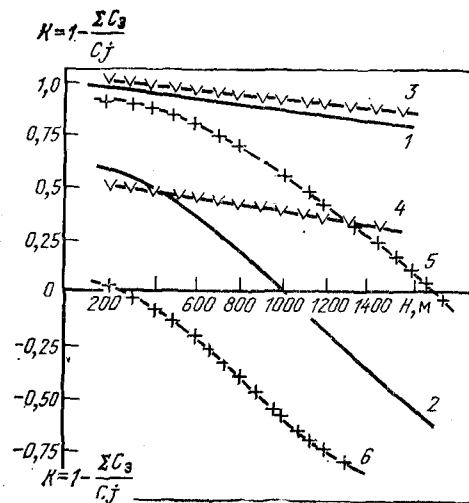


Рис. 6.4. Зависимость коэффициента народнохозяйственной эффективности способа подземного выщелачивания руд от глубины разработки, содержания в рудах и коэффициента сквозного извлечения:

1, 2 — традиционным горным способом при содержании 2α и α соответственно; 3, 4 — подземным выщелачиванием при содержании 2α и сквозном извлечении 0,85 и 0,65 соответственно; 5, 6 — подземным выщелачиванием при содержании α и сквозном извлечении 0,80 и 0,65 соответственно

ленное применение, имеет значительные резервы коренного совершенствования практически всех технологических процессов и операций, используемых при его осуществлении.

Применение способа ПВ сопровождается значительным улучшением состояния окружающей среды, устраняя строительство и эксплуатацию поверхностных комплексов, создание отвалов и хвостохранилищ, снижая загрязненность воздушной среды, сокращая нарушения земли и ландшафта, сохраняя в равновесном состоянии подземные и поверхностные воды при значительном повышении активных запасов, вовлекаемых в разработку (рис. 6.5).

Рассмотренные в данном разделе книги различные аспекты организации безотходной или малоотходной технологии добычи

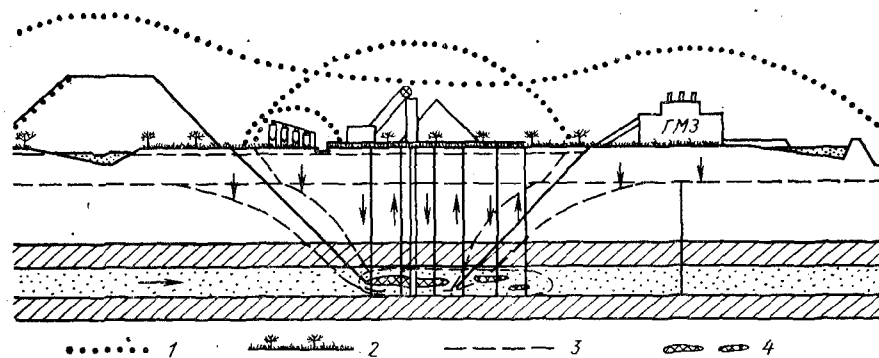


Рис. 6.5. Изменение ореолов загрязнения воздушной среды (1), земли и ландшафта (2), подземных и поверхностных вод (3), активных запасов руд (4) при горных работах и подземном выщелачивании

радиоактивных руд охватывают широкий круг проблем по обеспечению полноты выемки руд, комплексному использованию полезных ископаемых и охране тех ископаемых, которые на данном этапе технического развития не могут быть рационально извлечены (табл. 6.4). Выбор следующих из данных табл. 6.4. технических средств и технологических приемов ведения горных работ будет способствовать системному решению задач создания и применения безотходных или малоотходных технологических процессов добычи и переработки радиоактивных руд.

## Глава 7

### УТИЛИЗАЦИЯ ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Образующиеся в процессах добычи радиоактивных руд твердые отходы являются одним из наиболее важных объектов утилизации. Это связано как с формированием большого объема таких отходов, так и их, хотя и слабой, радиационной загрязненностью, длительные последствия которой для основных элементов окружающей среды пока не предсказуемы. Поэтому максимальное использование таких отходов в твердеющую закладку, дорожные насыпи, дамбы и другие сооружения, изолируемые от внешней среды, представляются наиболее предпочтительными. В то же время радиационно чистые вмещающие породы могут быть с успехом использованы в строительстве для изготовления бетонов, панелей, кирпичей и других народнохозяйственных целях.

#### 7.1. Твердые отходы добычи и переработки радиоактивных руд и их санитарно-гигиеническая оценка

Утилизация отходов производства — это повседневная работа большинства рудников и перерабатывающих предприятий с тех пор, как они впервые появились. Особенностью современного этапа является то, что утилизация отходов производства из сферы предпринимчивости одиночек или небольших групп переходит в сферу промышленных конгломераций исходя из требований экономических или экологических законов, при строго системном контроле последствий такой утилизации.

Уранодобывающая промышленность не составляет исключения из правил: в американской и канадской практике отмечались ранее факты бесконтрольной утилизации отходов (скальных пород и материалов хвостов), оказавшихся вредными для значительного числа людей. В 50-е годы в уранодобывающих районах Эллиот-Лейк (Канада) и Гранд Джанкин (шт. Колорадо, США) отходы горно-металлургического производства использовались для строительства жилых домов, общественных и школьных зданий. Впоследствии радиометрический контроль показал, что воздух в

помещениях этих зданий перенасыщен радоном. Местные власти вынуждены были переселить жителей многих домов, закрыть школы и часть зданий разрушить.

Поучителен в этом отношении пример Швеции. С 30-х годов в жилищном строительстве Швеции широко применялся ячеистый бетон, изготавливаемый из глинозема, содержащего, как оказалось, большое количество радия. После выявления этого факта было запрещено использование данного глинозема в строительстве [12].

Надо отметить, что до настоящего времени еще не установлен единый международный уровень допустимой дозы облучения радоном и его дочерними продуктами в жилых помещениях. В США на основании данных о частоте рака легких у шахтеров урановых рудников предельной концентрацией радона в воздухе жилых помещений считается  $(3,7-18,5) \cdot 10^{-2}$  Бк/л. В зданиях, в которых при строительстве использованы гранитные блоки, бетон малой плотности, гипсовые панели и другие материалы с повышенной радиоактивностью должны покрываться эпоксидными красками.

В СССР использование отходов уранодобывающей промышленности строго нормируется НРБ—76 [21].

Выделяются два направления радиологически безопасной утилизации отходов уранового горно-металлургического производства: 1) утилизация вне производства; 2) утилизация только в пределах производства. За пределами производства допустимо использовать лишь породный и минеральный материал, радиоактивность которого оценивается как фоновая или немного больше, но не превышает допустимых нормативов. В пределах производства возможна утилизация материала любой активности с соблюдением норм, характерных для персонала этого производства.

На основании исследований [32] все отходы с повышенным содержанием ЕРН по возможным видам использования подразделяются на пять классов, первые три из которых без ограничения могут быть использованы в строительстве (см. табл. 2.1).

К материалам I класса относятся материалы, в которых содержание естественных радионуклидов удовлетворяет следующим условиям:

$$C_{Ra} + C_{Th}/0,7 + C_K/12,6 \leq 10,$$

$$C_{Ra}\eta \leq 0,6 \text{ пКи/г},$$

где  $C_{Ra}$ ,  $C_{Th}$ ,  $C_K$  — концентрация  $^{226}\text{Ra}$ ,  $^{228}\text{Th}$ ,  $^{40}\text{K}$ , пКи/г;  $\eta$  — коэффициент эманирования, доли ед.

Они могут использоваться во всех видах строительства без ограничений.

Материалы II класса должны удовлетворять условию:

$$10 < C_{Ra} + C_{Th}/0,7 + C_K/12,6 \leq 20.$$

Они могут использоваться во всех видах дорожного строительства и промышленных зданий (при обязательном трехкратном воздухообмене в час).

Материалы III класса должны соответствовать условиям:

$$20 < C_{Ra} + C_{Th}/0,7 + C_K/12,6 \leq 60.$$

В населенных пунктах из них можно делать подземные канализационные коллекторы и трубопроводы на глубине не менее 0,5 м, а вне населенных пунктов — дороги, насыпи, железнодорожные шпалы, столбы и т. п.

Материалы IV класса при условии:

$$60 < C_{Ra} + C_{Th}/0,7 + C_K/12,6 \leq 100$$

могут использоваться только для подземных сооружений на глубине не менее 0,5 м за пределами населенных пунктов.

Материалы V класса не должны применяться для строительных целей. Для них указанное выше условие выглядит следующим образом:

$$C_{Ra} + C_{Th}/0,7 + C_K/12,6 > 100.$$

Твердые отходы урановых рудников должны использоваться в основном для их внутренних нужд, причем должны выбираться материалоемкие пути их утилизации: заполнение выработанного пространства рудников и карьеров; сооружение дамб хвостохранилищ ГМЗ.

Твердые отходы урановых рудников, особенно разрабатываемых месторождений высоко прочных руд, залегающих в гранитах и их аналогах, могут также применяться и на других объектах ядерной энергетики.

Указанные направления их использования не требуют гигиенического нормирования, однако работы должны производиться работниками группы А.

К твердым отходам горного производства, кроме пустых пород и забалансовых руд, следует отнести и хвосты предприятий первичной переработки руд и энергоснабжения (ТЭЦ, котельных), которые обычно находятся вблизи рудников и структурно объединены с ними в единое предприятие (рудоуправление, комбинат). Это отнесение обосновано и тем, что на стадии первичной переработки выделяется основная масса отходов (хвостов) перерабатывающего производства, которые, размещаясь рядом с отвалами рудников и карьеров, дополняют картину индустриального ландшафта.

## 7.2. Использование твердых отходов для нужд горного производства

В горном производстве наибольший интерес представляет использование отходов добычи и переработки для закладки выработанного пространства. Остальные области возможного применения отходов: приготовление балласта на железнодорожных путях, строительство дорог, дамб имеют незначительные масштабы.

## Классификация твердеющей закладки

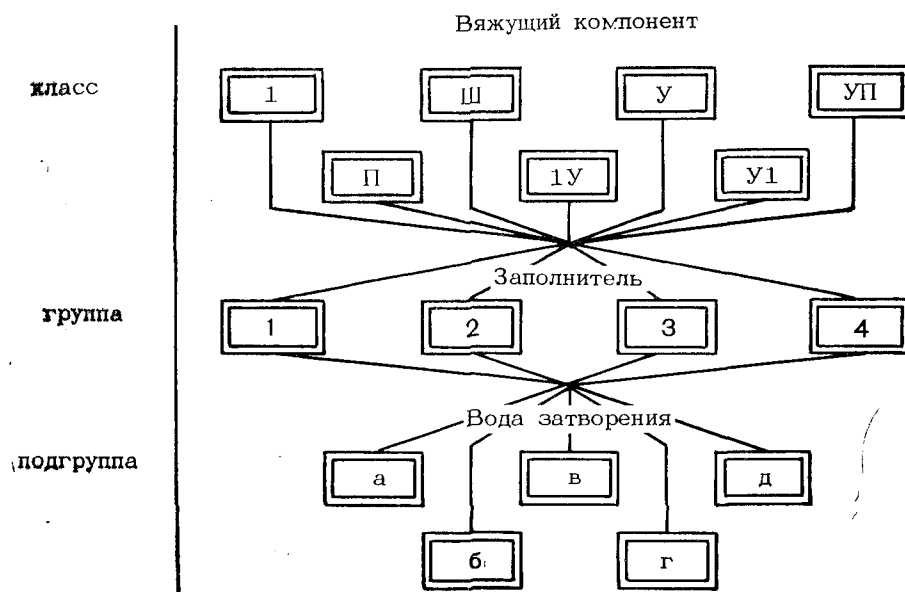


Рис. 7.1. Классификация твердеющей закладки по составляющим ее компонентам:

вязущие: I — цемент и отходы цементной промышленности; II — шлаки металлургического передела железных руд; III — зола и шлаки теплоэнергетики; IV — шламы и хвосты ОФ цветной металлургии; V — продукты и отходы химической промышленности; VI — природные вяжущие (ангидриды, известняки, туфы, гипсы и др.); VII — комбинированные (смесь вяжущих нескольких классов); заполнители: 1 — специально добываемые (пески, гравий и др.); 2 — отходы горного производства (вскрышные породы карьеров, пустые породы рудников); 3 — отходы перерабатывающих предприятий и теплоэнергетики; 4 — комбинированные (смесь заполнителей нескольких групп); вода затворения: а — вода из естественных водоемов (источников) без спецподготовки; б — вода из естественных водоемов, подготовленная с помощью физических методов (нагрев, магнитная обработка и др.); в — вода из естественных водоемов с химическими добавками (активаторами); г — попутно извлекаемые (шахтные) или сточные воды (ТЭЦ, котельных и др.); д — вода, подготовленная комбинированным способом

Наибольшее распространение на урановых предприятиях получила твердеющая закладка.

В работе [5] обобщены общие и специфические требования к закладочным материалам и приведены результаты исследований по оценке возможности применения для твердеющей закладки отходов рудников и сопутствующих им производств: дробленых пород из проходческих и очистных работ, хвостов обогатительной фабрики, сточных вод и электрофильтровальной золы ТЭЦ, шахтных вод. Эти материалы в настоящее время широко применяются на рудниках для приготовления твердеющей закладки.

Исследования последних лет показали, что в качестве заполнителя для приготовления твердеющих смесей могут быть использованы различные мелкодисперсные твердые отходы, в том числе хвосты перерабатывающих предприятий. Закладоч-

ные смеси на этой основе имеют хорошую пластичность и подвижность, что обеспечивает их надежный трубопроводный транспорт в очистное пространство. Хвосты хорошо взаимодействуют с молотым шлаком, и образцы такой закладки через 180 сут набирают прочность на сжатие  $\sigma_{180} = 5,5 - 6,0$  МПа. Имеется опыт применения хвостов ГМЗ в смеси с природным песком в соотношении 1:1.

Усложнение составов твердеющей закладки и создание многокомпонентных смесей потребовало разработки их классификации. Твердеющая закладка по своему составу (рис. 7.1) может быть разделена на классы — по виду вяжущего компонента (7 классов), в каждом классе могут быть выделены группы (по виду заполнителя и способу его получения) и далее соответственно подгруппы (по виду используемой воды).

При заполнении выработанного пространства твердеющими смесями наиболее выгодно использование таких твердых отходов, выдаваемых обычно на поверхность, как пустые породы, хвосты обогащения, выщелачивания и переработки, которые в дробленом состоянии могут быть возвращены в очистные забои гравитационным или пневмогидравлическим способом.

Твердеющая закладка обычно применяется при отработке первичных камер, в нижней части вторичных камер, при слоевых системах разработки с нисходящим порядком выемки, при работе в охранных целиках и т. д. Вместе с тем значительные объемы пустот (при системах разработки с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, слоями с закладкой в восходящем порядке и в других случаях) могут быть заполнены сыпучей закладкой без добавки вяжущих.

Таким образом, пустые породы, хвосты подземной сортировки, забалансовые руды могут быть использованы без выдачи на дневную поверхность в несвязанном (сыпучем) состоянии или при комбинированной закладке, когда часть выработанного пространства заполняется твердеющей закладкой, остальное — сыпучей.

Известно несколько способов ведения закладочных работ с применением сыпучих смесей, и созданием периферийных (контурных) целиков в выработанном пространстве камер путем заливки твердеющей смеси с одновременной подачей в центральную часть камеры недробленной пустой породы:

заполнение одних камер (первичных) твердеющей смесью, а других (вторичных) надробленными породами с дозаливкой верхней части твердеющей смесью;

заполнение твердеющей смесью нижней части четных камер (второй очереди) при отработке этажей в нисходящем порядке; заполнение выработанного пространства камер второй очереди сыпучей закладкой при отработке этажей снизу вверх с созданием в основании блока слоя из твердеющей смеси с дозаливкой верхней части твердеющей смесью.

Большую перспективу имеет утилизация твердых отходов добычи руды без дополнительного их дробления при восходящем по-

рядке отработки этажей. При отработке группы этажей снизу вверх пустые породы от проходческих работ подготавливаемых верхних этажей направляют в отработанные блоки нижних этажей. При таком порядке отработки для закладки выработанного пространства камер нет необходимости в подъеме пустых пород, как при нисходящем порядке отработки. Кроме того, объемы для закладки пустых пород увеличиваются вследствие исключения объема слоя из твердеющей смеси на днище камеры второй очереди.

В зависимости от способа транспортирования закладки (пустых пород, забалансовых руд) подача ее в выработанное пространство может быть самотечной, механической, пневматической и с помощью транспортно-доставочного оборудования.

Самотечная подача закладочного материала обеспечивается под действием гравитационных сил через восстающие или скважины большого диаметра с поверхности или откаточного горизонта верхнего этажа. Это наиболее простой и доступный способ, производительность которого зависит от применяемого средства доставки закладочного материала до пункта разгрузки. Недостатком самотечного способа является неполная закладка выработанного пространства и низкая плотность укладки материала.

Механическая закладка может осуществляться метательными машинами, забрасывающими закладочный материал в выработанное пространство, ленточными конвейерами или по желобам и трубам. Механическая закладка характеризуется сравнительно небольшой энергоемкостью, но имеет ряд недостатков:

сложность транспортирования в пределах выемочного блока; зависимость закладочных работ от работы внутришахтного транспорта;

неполная закладка выработанного пространства; недостаточная плотность возведенного массива; громоздкость закладочных машин.

Пневматическое заполнение выработанного пространства осуществляется энергией сжатого воздуха, обеспечивающего подачу закладочного материала в выработанное пространство по трубопроводу.

Недостатками способа являются:

высокие требования к гранулометрическому составу материала (т. е. необходимо дополнительное дробление породной массы и разделение ее на транспортабельные фракции);

большие энергетические затраты;

ухудшение санитарно-гигиенических условий труда по сравнению с самотечной доставкой.

Опыт применения различного транспортно-доставочного оборудования, оценка его преимуществ и недостатков (табл. 7.1) позволяют обосновать технологические требования к оборудованию, предназначенному для погрузки, доставки и разгрузки твердых отходов горного производства.

Заполнение выработанного пространства камер твердыми отходами может быть эффективно при обеспечении следующих усло-

Таблица 7.1. Горное оборудование, применяемое для заполнения выработанного пространства твердыми отходами добычи руд

№ п/п	Тип оборудования	Преимущества	Недостатки	Дополнительное оборудование для загрузки и разгрузки
1	Состав вагонов (ВГ-3, ВГ-4 и т. д.)	Оборудование серийного производства; возможно передавать с этажа на этаж в клетях	При погрузке и разгрузке необходимы обменные операции; требуется дополнительное оборудование при разгрузке	Погрузочная машина или вибропитатель, опрокид
2	Вагоны ВПК-7	Саморазгружающиеся	Невозможность передачи с этажа на этаж; образование сводов из горной массы над конвейером вагона; недостаточная надежность работы конвейера и других узлов	Погрузочная машина, вибропитатель
3	Бункер-поезд БПС-1	Отсутствие обменных операций при загрузке и разгрузке секций	Невозможность передачи с этажа на этаж в клетях	То же
4	Вагоны «Гремби»	Саморазгружающиеся; возможно передавать с этажа на этаж в клетях	Обменные операции при загрузке и разгрузке	»

вий применения транспортно-доставочного оборудования: саморазгружающиеся вагоны, соединяемые в состав; вагоны загружают погрузочной машиной или вибропитателем; вагоны перегружают сыпучую массу с одного в другой посредством собственного привода; исключаются вспомогательные операции при загрузке и разгрузке; один из вагонов (секция) должен быть оборудован устройством для боковой разгрузки.

Габаритные размеры вагонов (секций) должны позволять их подъем с этажа на этаж в клетях.

Этим требованиям отвечает вибрационный бункер-поезд, состоящий из нескольких однотипных саморазгружающих секций. Пункт разгрузки такого поезда показан на рис. 7.2.

Использование комбинированного способа ведения закладочных работ позволяет около 60 % пустот погашать твердеющей закладкой и 40 % — сыпучей.

Применение пустых пород и отходов подземной сортировки без выдачи на поверхность дает значительный экономический эффект (табл. 7. 2).

Одним из главных преимуществ восходящего порядка отработки этажей является возможность размещения пустых пород от проходки горных выработок и отсортированной с помощью забой-

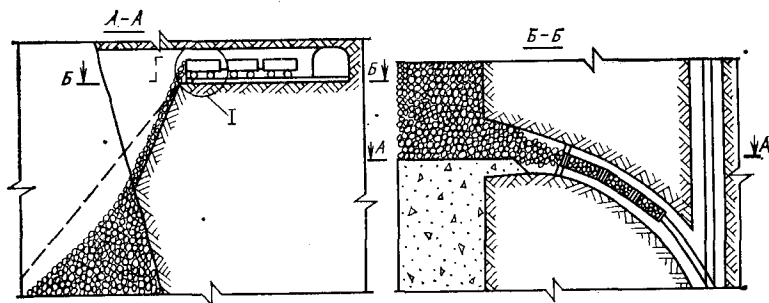


Рис. 7.2. Схема пункта разгрузки вибрационного бункера-поезда

ной и подземной сортировки горной массы в очистном пространстве нижележащего этажа без дополнительных перегрузок. Пустые породы служат для закладки пустот (комбинированная закладка) или вспомогательных целей (например, балластировка путей), а некондиционную (забалансовую) массу можно заскладировать в отдельные камеры, чтобы использовать ее в будущем для выщелачивания на месте складирования.

В настоящее время разработаны технические средства для осуществления названных выше процессов. Это комплекс вибромашин (рис. 7.3) для подземного разделения горной массы на классы, поступающие:

- +70 мм — для закладки в несвязанном состоянии;
- 70 ÷ +20 мм — как балластировочный материал;
- 20 мм — для дальнейшей переработки (в связи с характерным для рудных месторождений обогащением мелких фракций горной массы).

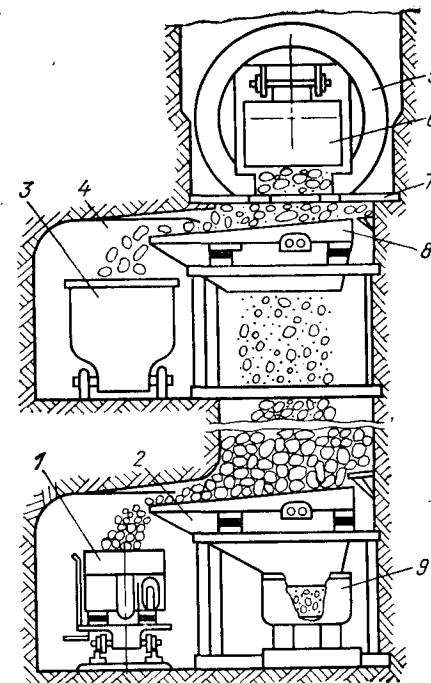
Забойную сортировку горной массы должна обеспечить и разработанная конструкция секционированного виброднища ДВС для

Таблица 7.2. Стоимость заполнения выработанного пространства закладкой различных видов

Вид закладки	Расход материалов на 1 м³ закладки	Прочность закладки, МПа	Стоимость, руб./м³
Твердеющая закладка с песком	Песок 1200 кг	7—8	5—40
Твердеющая закладка с дроблеными породами	Дробленые породы, хвосты РОФ 750 кг, песок 850 кг, граншлак 250 кг, вода 350 кг	10—12	4—85
Сыпучая закладка с применением пустых пород	Пустая порода 1650 кг	—	1—70
Комбинированная закладка	Твердеющая 60 % Сыпучая 40 %	—	3—10

Рис. 7.3. Комплекс вибромашин для разделения горной массы на классы:

- 1 — вагонетка для приема класса -70—20 мм;
- 2 — виброгрохот на класс -20—70 мм;
- 3 — вагонетка для приема класса +70 мм;
- 4 — откаточная выработка;
- 5 — опоркид;
- 6 — вагонетка с неклассифицированным материалом;
- 7 — решетки;
- 8 — виброгрохот на класс +70 мм;
- 9 — виброконвейер



системы подэтажного обрушения. Следует отметить, что применение ДВС, как и других виброкомплексов и виброщитов при системах с обрушением руды и вмещающих пород (даже без устройств забойной сортировки), позволяет изменить характер истечения рудной массы под обрушенными породами и значительно снизить ее разубоживание (как и потери).

Таким образом, в настоящее время имеется достаточное количество технологических и технических решений для создания малоотходного (безотходного) производства на подземном руднике. Некоторые из этих решений апробированы и приняты практикой, ряд конструкций машин проходит стадию испытания и доводки, часть должна быть создана дополнительно.

Рассматривая баланс потребного количества материалов для приготовления закладки и объем выделяемых отходов, можно отметить, что последних немного больше. Соотношение этих количеств колеблется для различных предприятий, но общим должен быть один принцип: под землю должны в первую очередь направляться отходы, наносящие наибольший вред окружающей среде. К ним прежде всего относятся хвосты обогатительных и перерабатывающих предприятий. Безвредные отходы должны использоваться не только внутри предприятия, но и в других отраслях народного хозяйства в соответствии с общей структурой проблемы комплексного освоения недр (см. рис. 2.1).



### 7.3. Использование твердых отходов в смежных отраслях промышленности и строительстве

Рудники подземной добычи могут поставлять породный материал, пригодный для строительства или для планировки земной поверхности.

При разработке урановых месторождений открытым способом в породах вскрыши вполне могут находиться менее ценные полезные ископаемые, которые в соответствии с современными воззрениями терять нежелательно, а в определенных условиях выгодно добывать попутно. Особенно это касается таких полезных ископаемых, как каолин, бентонит, бокситы, огнеупорные глины, кварцевые пески, цементное сырье, гравий и др. Если перечисленные минеральные и породные образования не несут повышенной радиоактивности, их можно использовать в народнохозяйственных целях (см. гл. 4) с соблюдением принципа приоритета добычи основного ископаемого.

В противном случае их утилизируют на месте для заполнения карьерных выемок, выработанных пространств подземных рудников или просто подвергают рекультивации, если они остаются во внешних отвалах.

Оценке сырья, идущего на изготовление строительных материалов, должно уделяться особое внимание. Следует отказаться от производства и использования изделий из фосфогипса и фосфатных шламов, поскольку фосфаты обычно имеют повышенное содержание урана и, следовательно, радия, являющегося совместно со своими продуктами распада основным компонентом, формирующим радиационную обстановку в окружающей среде. То же самое можно сказать относительно многих изверженных пород кислого состава, песчаников, некоторых глин и других пород.

«Пустые» горные породы урановых рудников являются самым крупным источником изготовления щебня.

Щебень, применяемый для внутренних нужд предприятий, а также для промышленного и гражданского строительства в качестве заполнителя для бетонов, монолитных и сборных железобетонных и бетонных конструкций, материалов для соответствующих строительных работ, может быть получен из твердых отходов горнодобывающих предприятий: отвальных горных пород, хвостов РОФ и РКС, хвостов кучного выщелачивания.

Использование щебня определяется содержанием в нем ЕРН и его физико-механическими свойствами. Он должен соответствовать требованиям ГОСТ 8267—82 и ГОСТ 23254—84.

Щебень из пород урановых рудников, в соответствии с его радиоактивностью, по направлениям использования разделяется на I, II и III классы (см. табл. 2.1). Национальной комиссией по радиационной защите (НКРЗ) при Минздраве СССР установлен следующий норматив на содержание естественных радионуклидов в строительных материалах, добываемых на урановых месторождениях, а также получаемых в виде побочных продуктов и отходов промышленного производства и используемых для производства строительных материалов: удельная активность естественных радионуклидов в строительных материалах, используемых во всех вновь строящихся жилых и общественных зданиях (I класс) не должна превышать: для  $^{226}\text{Ra}$  — 10, для  $^{232}\text{Th}$  — 7, для  $^{40}\text{K}$  — 130 пКи/г.

Для смеси указанных радионуклидов с концентрацией  $C$  (пКи/г) должно выполняться условие:

$$C_{\text{Ra}}/10 + C_{\text{Th}}/7 + C_{\text{K}}/130 \leq 1,$$

где  $C_{\text{Ra}}$ ,  $C_{\text{Th}}$ ,  $C_{\text{K}}$  — удельные концентрации соответствующих радионуклидов.

Для материалов, используемых в дорожном строительстве (III класс), эффективная удельная активность не должна превышать 60 пКи/г, для расчета  $C_{\text{эф}}$  используется соотношение:

$$C_{\text{эф}} = C_{\text{Ra}} + 1,26C_{\text{Th}} + 0,086C_{\text{K}},$$

при этом для строительства дорог в пределах территории населенных мест и зон перспективной застройки (II класс) должны использоваться материалы с  $C_{\text{эф}} \leq 20$  пКи/г.

Приведенные значения  $C_{\text{эф}}$  относятся к усредненной в пределах месторождения, отвала или участка удельной активности. ЕРН в отдельных образцах стройматериалов не нормируются. При  $C_{\text{эф}}$  в отходах, используемых в строительстве, более 60 пКи/г не допускается их использование в местах, не связанных с добычей и производством этих материалов.

Большую часть пустых пород на рудниках получают при проходке стволов, штолен, квершлагов и полевых выработок. Проходку таких выработок необходимо организовать так, чтобы уже при вскрытии месторождений не накапливались отвалы пустых пород, а проводилось при соответствующем контроле их использование для строительных, строительного-дорожных и других целей. Породы из проходческих работ обычно характеризуются сравнительно мелким гранулометрическим составом, поэтому доводка их до состояния, удовлетворяющего строительным условиям, не представляет большой сложности и может осуществляться с помощью простых передвижных дробилок.

При разработке месторождений открытым способом попутно извлекаются глины, пески, известняки. Во вскрышных породах месторождений имеются мощные залежи глин, которые по условиям разработки, запасам и свойствам могут служить сырьем для организации крупного производства высокоэффективных пористых заполнителей: керамзитового гравия или щебня. Кроме того, глины и суглинки карьеров могут эффективно использоваться для производства строительного кирпича, а крупнозернистые пески, входящие в состав хвостов ГМЗ, при отмыве их в классификаторах могут найти применение в строительстве.

Что касается пустых пород, выдаваемых из шахт и карьеров, то они в основном скальные магматического или метаморфического происхождения и по своим физико-механическим свойствам могут быть использованы в строительстве.

Уже при проектировании вскрытия и подготовки месторождений необходимо определять объемы пустых пород, выдаваемых на поверхность, и намечать мероприятия по их использованию. Геологические службы должны определять свойства всех групп пород и руд месторождения не только с точки зрения целесообразности и возможности получения полезных ископаемых, но и с учетом требований Стройстандарта.

Требования к исходным материалам для строительных и строительного-дорожных целей из отходов горнорудного производства должны формироваться на основе их физико-механических и технологических свойств, а именно: пористости, удельной и объемной массы исходной горной породы и получаемого материала (например, щебня), предела прочности при сжатии, дробимости щебня при сжатии, истираемости, сопротивления удару, коэффициента размягчения, содержания пылевидных, илстых, глинистых и органических частиц, пустотности, влажности и водопоглощения, морозостойкости и др.

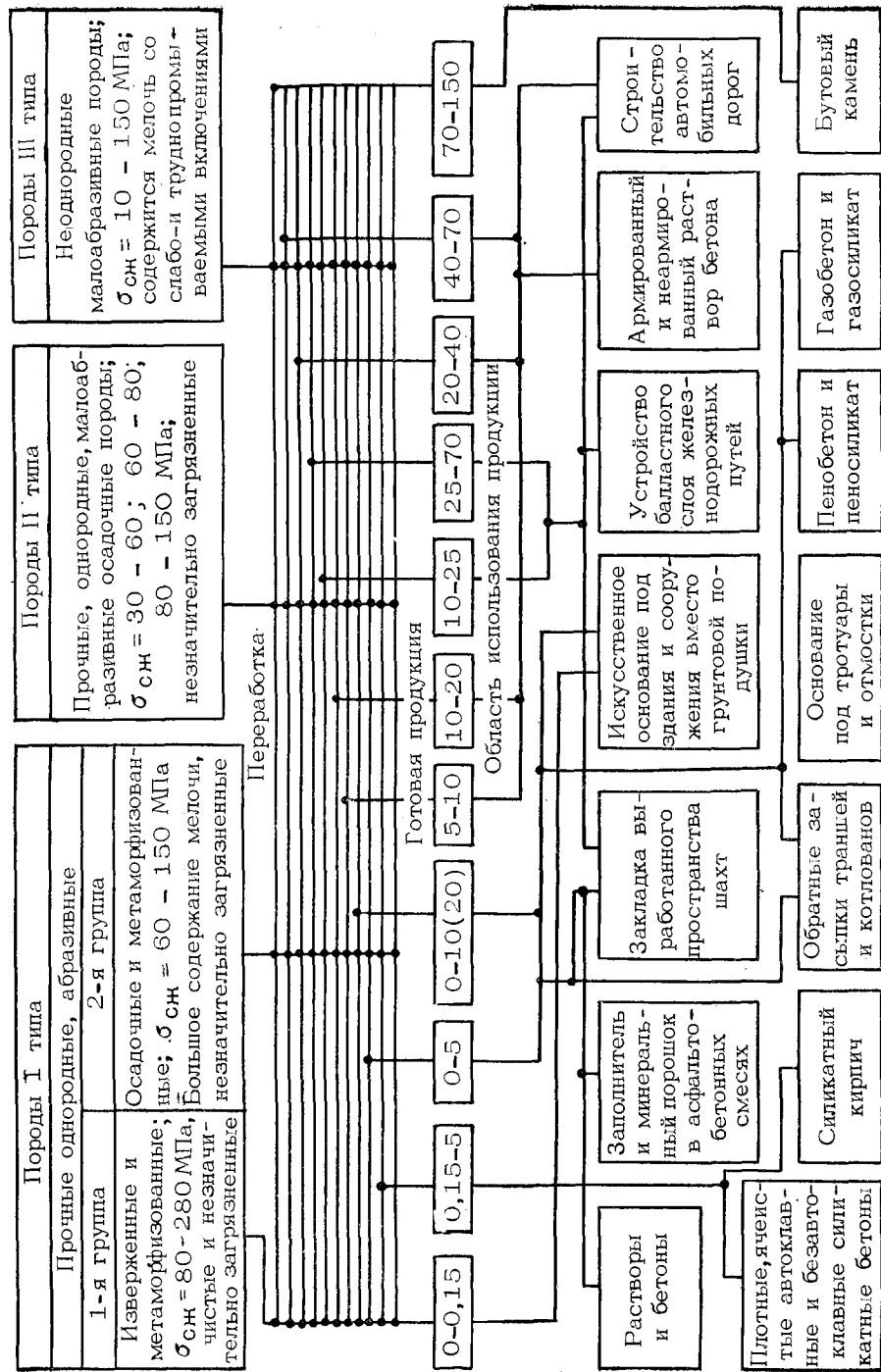


Рис. 7.4. Схема получения готовой продукции из пород различного типа

Попутно извлекаемые скальные породы, условно разделенные на три типа (рис. 7.4), могут использоваться в самых разнообразных целях.

Большим резервом сырья для строительной промышленности и других отраслей народного хозяйства являются отходы, образующиеся при обогащении и переработке руд. Отходы перерабатывающих предприятий весьма разнообразны и области их использования очень обширны.

Из-за специфических особенностей радиоактивных руд использование отходов их переработки ограничено.

#### 7.4. Утилизация хвостов обогащения руд и консервация хвостохранилищ

Переработка урановых руд — вторая стадия ядерно-топливного цикла, целью которой является максимально возможная концентрация урана. Поскольку в каждой тонне перерабатываемой руды в большинстве случаев содержится ничтожное количество урана, то практически можно считать, что вся рудная масса после ее переработки переходит в виде шламов и песков в хвосты. Прогрессирующее развитие урановой промышленности на базе ухудшающегося качества сырья будет сопровождаться возрастающими объемами хвостов. Последние в общем случае состоят из освобожденного от урана рудного материала (шламы, пески), химикатов, участвовавших в технологическом процессе, и промывочной воды.

Отходы гидрометаллургического производства — это радиационноопасные материалы, требующие их надежной изоляции от окружающей среды. Единственным отработанным направлением их полезной утилизации следует считать лишь тот случай, когда твердую составляющую хвостов удается захоронить в карьерных выемках перекрытием их слоем труднопроницаемых для радона соответствующей мощности пород или выработанных пространств подземных рудников (в качестве закладки) после завершения необходимых радиационно-гигиенических оценок. Можно указать еще на возможность осуществления рециркуляции растворов внутри технологической цепочки (забор воды из водохранилищ исключается ввиду влияния её солевого состава на показатели извлечения). Доизвлечение из хвостов урана, а также других сопутствующих металлов также является одним из направлений утилизации твердых отходов. Следует еще отметить имеющиеся предложения по разработке технологических схем комплексной переработки сырья, главную часть которого на большинстве предприятий составляют силикаты (содержащие щелочь), глинозем и кремнезем, являющиеся сами по себе полезными ископаемыми.

В зависимости от способа сооружения хвостохранилища подразделяются на четыре типа.

1. Плотинные (наливные), при которых используются неровности рельефа территории размещения: а) долинные — располагают-

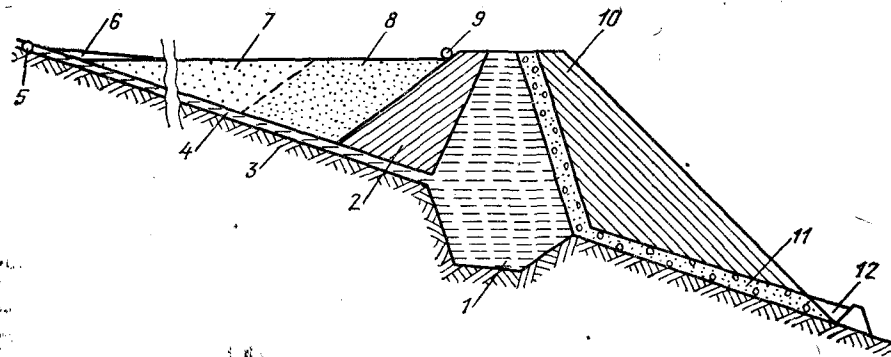


Рис. 7.5. Схема устройства хвостохранилища плотинного (долинного) типа

1 — ядро плотины; 2 — внутренний откос плотины; 3 — естественные породы; 4 — водонепроницаемый (естественный или искусственный) слой; 5 — отводящий канал поверхностных стоков; 6 — водные отходы; 7 — шламы (тонкодисперсные отходы); 8 — крупнозернистая (песковая) часть отходов; 9 — система сброса хвостов; 10 — внешний откос плотины; 11 — фильтрующий слой; 12 — система сбора фильтра

ся в долинообразных формах рельефа, оврагах и балках, перегородиваемых с одной стороны плотиной; б) пойменные или косогорные, при которых требуется ограждение с 2—3 сторон.

2. С кольцевой дамбой — устраиваются на ровной местности путем обвалования по всему периметру.

3. Бесплотинные или котлованные — занимают естественные, постпромышленные или специально созданные котлованы, вокруг которых не нужно возводить дамб. К этому же типу относятся хвостохранилища, располагаемые в выработанном пространстве подземных рудников или в естественных водоемах, не используемых населением и промышленностью.

4. Комбинированные, в которых используются элементы вышеуказанных типов хвостохранилищ.

Наибольшее распространение получили хвостохранилища плотинного типа в связи с экономичностью и небольшим объемом земляных работ. Основные элементы хвостохранилищ этого типа показаны на рис. 7.5.

Дамбы и плотины строят из пород вскрыши карьеров, пустых пород подземных рудников, песковых фракций хвостов, хотя наличие в последних радиоактивных элементов делает их применение нежелательным. Интересно в этом плане предложение использовать для строительства плотин низкопрочных твердеющих смесей из песковой фракции хвостов.

Для предупреждения радиоактивного загрязнения прилегающих территорий и недр в результате выщелачивания хвостохранилищ создаются различного рода противофильтрационные покрытия, которые можно классифицировать следующим образом (табл. 7.3).

Эффективно покрытие из местных или бентонитовых глин, при использовании которых можно получить проницаемость на уров-

Таблица 7.3. Классификация покрытий

А. Жесткость	Б. Проницаемость	В. Непрерывность
	С высокой проницаемостью	
	Плотные почвы	
	Гунит	
	Бетон	
Жесткие	Асфальтовый бетон	С разрывами
	Цемент	
	Бентонитовые глины с химической или водной обработкой	
Гибкие	С низкой проницаемостью	Непрерывные
	Пластики	
Смешанные	Эластомеры	
	Асфальтовые панели	
	Сталь	

не  $10^{-8}$ — $10^{-9}$  м/с. Катионообменная способность глиняных покрытий позволяет удерживать или замедлять перенос некоторых загрязнителей. Полная эффективная толщина глиняного покрытия составляет 0,5—1,0 м. При покрытии из глинистой почвы обычно эквивалентная толщина составляет 5—10 м. Однако такой материал трудно укладывать и уплотнять, особенно на наклонных участках.

Почвы с достаточно высоким содержанием крупнозернистых материалов, если их правильно уплотнять при оптимальном содержании влаги, обеспечивают эффективное покрытие с проницаемостью в интервале  $10^{-7}$ — $10^{-8}$  м/с, при добавлении бентонита можно получить еще меньшую проницаемость.

Синтетические покрытия обеспечивают проницаемость  $10^{-11}$ — $10^{-12}$  м/с. Однако дефекты сооружения днища и стенок хвостохранилищ и дефекты установки синтетических покрытий повышают проницаемость на один-два порядка.

Одним из методов снижения радиоактивности хвостов ГМЗ является регулирование значений рН (см. рис. 8.1) в диапазоне 6,5—8,5 для осаждения многих металлов. Такое регулирование производится на ГМЗ, где обеспечивается хороший контроль процесса. После такой обработки водные сбросы содержат в основном нерадиоактивные технологические химические реагенты.

Радий имеет свойство накапливаться в шламовых фракциях хвостов. Поэтому введение процесса разделения песок/шлам дает возможность проводить специальную обработку шламовой фракции, составляющей обычно одну треть общей массы отходов. Обработка шламов сухими силикатными материалами или цементом может резко снизить способность радия к распылению и выщелачиванию.

Одним из обязательных требований при сооружении хвостохранилищ является максимальное снижение скорости эманации  $^{222}\text{Rn}$ . Специалисты считают [33], что выход радона из гипотетического хвостохранилища с непокрытыми и сухими хвостами должен изменяться в пределах от  $2,6 \cdot 10^{14}$  до  $1,1 \cdot 10^{15}$  Бк/год [при площади хвостохранилища 50 га и скоростях эманирования от 1,5 до 7,7 Бк/(м<sup>2</sup>·с)].

С учетом небольшого периода полураспада радона могут быть созданы условия, уменьшающие количество выходящего в атмосферу радона, которое зависит от физических и минералогических характеристик твердых частиц в хвостах и толщины их слоя. Коэффициент самоудержания хвостохранилища есть функция толщины слоя хвостов и эффективной длины диффузионной релаксации.

Важное значение имеет водонасыщенность хвостов. Исследования показали, что при полном влагонасыщении хвостов скорость эманации уменьшается более чем на порядок, а длина релаксации будет составлять десятые доли метра.

С этой же целью могут быть использованы и материалы, обладающие адсорбционными свойствами по отношению к радону. Адсорбция может привести к уменьшению длины релаксации и, следовательно, к уменьшению выхода  $^{222}\text{Rn}$ . К таким материалам относится, например, сухой древесный уголь. Если для сухих хвостов длина релаксации составляет порядка 1,5—2,0 м, то для древесного угля она может быть около 0,1 м.

Следует отметить, что в последние годы большое внимание уделяется методу хранения твердых отходов в сухом состоянии. Так, расширяется использование кучного выщелачивания для переработки весьма бедных и забалансовых руд. При этом методе переработки руда измельчается до крупности 2—5 мм и после извлечения металла образует крупнозернистые, практически обезвоженные шхвосты.

В некоторых странах (США, Австралия, Канада и др.), особенно после введения в них требования хранить хвосты урановых ГМЗ только под землей, ведутся интенсивные работы над проблемами их эффективного обезвоживания и, особенно, отверждения, обеспечивающего минимальное эманирование материала хвостов.

Результаты испытаний по закреплению  $^{226}\text{Ra}$  спеканием в окатышах показали [12], что скорость выщелачивания его уменьшается в 3000 раз (из отвержденных цементом блоков — лишь в 1000 раз). Исследователи считают, что путем спекания можно добиться удержания в окатышах всех других радионуклидов, в том числе и радона. По расчетам, стоимость энергии для спекания окатышей составляет 1 дол./т, а общая стоимость процесса 7—8 дол./т (исключая стоимость размещения хвостов). Следует отметить, что процесс спекания может быть применен только для тонкозернистого материала, составляющего 30 % общего количества отходов. Это значит, что в окатышах будет закреплена не весь радий, хотя и большая часть его (85 %).

После завершения эксплуатационного периода хвостохранилище должно быть приведено в состояние, удовлетворяющее требованиям по охране здоровья населения и охраны окружающей среды. Обычно делается специальное покрытие для стабилизации отходов от распыления ветром и их защиты от действия природных эрозионных сил, регулирования эманирования радона и выхода  $\gamma$ -активности до требуемых уровней, а также для потенциально возможного повторного использования земель.

Наиболее простой способ консервации и предотвращения ветровой эрозии ограничивается засыпкой поверхности хвостов и откосов дамб гравием, щебенкой или пустой породой, добытой при разработке месторождения. При более ответственном подходе к стабилизации ее осуществляют на основе использования вяжущих материалов: цементов, извести, молотых доменных шлаков, золы уноса ТЭЦ, полимерных смол.

Цементное покрытие, обладая высокой механической прочностью и водоустойчивостью, все же характеризуется значительной влагоемкостью. Для устранения этого недостатка (в аридных районах он не существен) можно при устройстве цементного покрытия использовать битумную эмульсию, которая не только устранит водопроницаемость покрытия, но и придаст ему новые свойства — гидрофобность, более высокую вязкость и морозоустойчивость. Кроме того, с внесением битума можно рассчитывать на снижение расхода цемента.

Стабилизация хвостовых отвалов известью по технологии производства аналогична приведенной выше (исключая технологию, при которой используется готовый раствор). Можно применять все ее виды. Желательно вносить добавки, ускоряющие процесс твердения или улучшающие условия протекания этого процесса. Известковые покрытия менее морозоустойчивы и не так прочны, как цементные покрытия, поэтому их лучше применять в условиях достаточно теплого климата. Для повышения морозоустойчивости известковых покрытий целесообразно их поверхность обрабатывать битумами.

Помимо минеральных вяжущих с успехом могут быть применены органические вяжущие вещества — разнообразные битумы, жидкие каменноугольные дегти и синтетические смолы. Их можно применять по отдельности, но лучшие результаты достигаются при комплексном использовании органических и минеральных вяжущих. Технология устройства покрытий с помощью органических вяжущих в принципе такая же, как и при применении минеральных вяжущих: в верхний размельченный слой породной насыпки (мощность его 20—25 см) вносится вяжущее, далее следует перемешивание, при необходимости — увлажнение и плапировка и, наконец, уплотнение. При отсутствии нужной техники могут быть использованы готовые смеси.

Основным параметром, определяющим эффективность любого поверхностного покрытия, является отношение толщины покрытия  $h_2$  к его собственной длине диффузионной релаксации  $H_2$ . Други-

Таблица 7.4. Коэффициенты ослабления  $G$  для покрывающих материалов ( $h_1$  велика по сравнению с  $H_1$ )

$H_1/H_2$	$h_2/H_2$							
	0,8	1	2	3	4	5	6	7
0,5	0,56	0,47	0,18	0,07	0,025	0,009	0,005	0,001
1	0,45	0,37	0,13	0,05	0,02	0,007	0,002	0,001
2	0,32	0,26	0,09	0,03	0,01	0,004	0,002	0,001

ми важными параметрами являются толщина слоя отходов  $h_1$  и соответствующая длина релаксации  $H_1$ .

Если  $h_1$  велико по сравнению с  $H_1$ , то коэффициент ослабления для покрывающих материалов можно аппроксимировать выражением:

$$G = \exp(-h_2/H_2).$$

Значения коэффициентов ослабления для покрывающих материалов  $H_1/H_2=0,5; 1; 2$  и различных значений  $h_2/H_2$  приведены в табл. 7.4. [16].

Если, например, поток необходимо уменьшить в 50 раз ( $G=0,02$ ), то нужно, чтобы  $h_2/H_2=4$ . Это обеспечивается при высоте покрытия сухой почвой  $h_2=6-8$  м, при высоком водонасыщении — 1—2 м.

В случае, если покрытие сделано в виде чередующихся слоев из различных материалов различной толщины, то полный коэффициент ослабления равен

$$G_{\text{общ}} \cong \exp[-\sum (h_i/H_i)].$$

Говоря о стабилизации хвостохранилищ, нужно всегда иметь в виду, что этот вид консервации должен считаться временным, как бы носящим ремонтный характер.

В уранодобывающих районах с количеством осадков, достаточным для произрастания растений, консервация должна быть более сложной, конечная ее стадия должна отвечать требованиям полной биологической рекультивации. Здесь поверхность хвостохранилища и откосы дамб покрываются не только инертным материалом, но и слоем плодородной почвы. Суммарная мощность покрытия (инертный материал плюс почва) должна обеспечить безопасное пребывание (не проживание!) людей в пределах хвостохранилища. На покрытие после этого высаживаются местные жизнестойкие растения — травы, кустарники, деревья.

Важным в консервации — рекультивации хвостохранилищ в условиях умеренно влажного и влажного климата следует считать создание условий, предотвращающих размыв биологически освоенных хвостохранилищ. Следует осуществлять все возможное для того, чтобы на них не развивалась водная эрозия и не происходило интенсивного выщелачивания радиоактивных элементов.

## ОЧИСТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЖИДКИХ ОТХОДОВ ПРИ ДОБЫЧЕ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Объемный выход жидких отходов при добыче и переработке радиоактивных руд находится на уровне, а иногда и существенно превышает объемный выход твердых отходов. Достаточно сказать, что только в процессах обогащения и переработки руд выход жидких отходов составляет 3 м<sup>3</sup> на каждую тонну руды. Особенно значительные жидкие отходы формируются в процессах осушения шахтных полей, когда объемы откачиваемых из недр рудничных вод достигают 5—25, а иногда в начале периода отработки и более 100 м<sup>3</sup> на каждую тонну руды. И если в процессах обогащения и переработки руд выход жидких отходов может быть существенно сокращен на основе разработки и внедрения замкнутых схем оборотного водоснабжения, когда потребление свежей воды сокращается в десятки и сотни раз, то в процессах осушения шахтных полей снижение объема рудничных вод наиболее предпочтительно искать не по пути их очистки и утилизации, что важно само по себе, а по пути сокращения их объема использования рациональных схем водоосушения с гидроизоляцией горных работ. Это позволяет решить проблему наиболее кардинально.

### 8.1. Влияние горных работ на количественные и качественные характеристики рудничных вод

Рудничные (шахтные) воды — это дренируемые горными выработками и откачиваемые на поверхность подземные (грунтовые, поровые, пластовые или трещинные) воды. Только в том случае, когда водоприток из окружающего породного массива в горные выработки рудника незначителен или вовсе отсутствует, рудничные воды представляют собой технологические отходы горного производства (от бурения с промывкой, орошения, гидрозакладки, гидросмыва рудной мелочи и др.).

Радиоактивные материалы в воде присутствуют почти повсеместно. Дождевые воды обычно захватывают радон и торон при прохождении через воздух. Грунтовые воды приобретают радиоактивность за счет контакта с радиоактивными веществами, содержащимися в почве и горных породах. Воды океана также содержат незначительное количество радиоактивных веществ:  $(6,2-28,2) \cdot 10^{-4}$  урана,  $(1,2-10) \cdot 10^{-6}$  тория,  $(0,07-0,58) \cdot 10^{-10}$  радия частей на миллион.

Радиоактивность подземных вод определяется поверхностью и временем контакта с рудным массивом. В зависимости от степени водообмена выделяют: зону активного или интенсивного водообмена (особенно в коре выветривания или окисления), зону

затрудненного водообмена (глубокие тектонические трещины, участки восстановления) и зону застойного режима. Естественно, что наибольшая радиоактивность формируется в водах из первой зоны, в 5—6 раз ниже — из второй, и на один-два порядка — из третьей зоны.

Депрессионная воронка подземных рудников может влиять на территорию, в десятки раз превышающую площадь горного отвода рудника. При дренаже в движение, а следовательно, и в контакт с радиоактивными породами и рудами вовлекаются огромные массы подземных вод прилегающих территорий (часто практически незагрязненных радиоактивными веществами). Количество вод, удаляемых из шахт и рудников, может составлять 2—3 тыс. м<sup>3</sup>/сут и более.

Для большинства рудничных вод характерно повышенное содержание взвешенных примесей (до 3—5 г/л) и большая их дисперсность. Химический состав рудничных вод может колебаться в широких пределах, что обусловлено характером горных пород в местах формирования вод.

Концентрация урана в рудничных водах колеблется обычно от десятых долей до единиц мг/л, а содержание продуктов его распада (<sup>230</sup>Th, <sup>226</sup>Ra, <sup>210</sup>Pb, <sup>210</sup>Po) обычно превышает допустимые нормы для смеси ЕРН, при которых разрешается сброс сточных вод в открытые водоемы.

При движении подземных вод по пористым породам происходит их обогащение радоном. При выходе рудничных вод в выработки и при движении по сточным канавкам на протяжении 100—300 м около 80—90% содержащегося в них радона может выделиться в рудничную атмосферу. Радоновыделение из воды в выработки тем больше, чем меньше атмосферные концентрации радона (разумеется, эта зависимость не прямо пропорциональна, так как зависит от поверхности контакта воды и воздуха).

Интенсивность радоновыделения из рудничных вод зависит и от турбулентности потока. При бурном истечении практически почти весь содержащийся в воде радон перейдет в атмосферу.

В целом удельный вес рудничных вод в общерудничном эманионном балансе может достигать 5—8%, а иногда и больше.

Степень загрязненности рудничных вод (преимущественно <sup>226</sup>Ra) зависит от развития горных работ на том или ином руднике. Так, при фоновом содержании радия в подземных водах  $1,85 \cdot 10^{-3}$  —  $2,3 \cdot 10^{-2}$  Бк/л содержание в рудничных водах на руднике, ведущем подготовительные работы, составляло в среднем 0,29 Бк/л, а на находящемся поблизости нормально эксплуатируемом руднике — 0,86 Бк/л, тогда как по действующим в настоящее время нормам предельно допустимая концентрация <sup>226</sup>Ra совместно с <sup>228</sup>Ra не должна превышать 0,185 Бк/л.

Влияние истощения подземных вод на природную среду очень наглядно. В целом оно общеизвестно: понижается уровень грунтовых вод, осушаются изолированные коллекторы подземных вод, оседают и уплотняются сдренированные массивы горных по-

род (в случае разработки экзогенных месторождений), проявляются другие формы их подвижек. В результате гидрологических сдвигов в зонах их влияния деградируют характерные ландшафты, растительный и животный мир.

Проблема истощения подземных вод при разработке урановых месторождений должна решаться главным образом по пути подземного выщелачивания, на месте их залегания, при соблюдении правильной технологии и полной откачке выщелачивающих растворов на завершающей стадии работ с промывкой недр и их рекультивацией.

## 8.2. Снижение объемов и радиационного загрязнения рудничных вод

Постоянно сталкиваясь с отрицательным влиянием горных работ на водный режим прилегающих к рудникам территорий и загрязнением рудничных вод, горняки урановой отрасли еще редко ставят перед собой задачу, противоположную борьбе с рудничными водами их откачкой — задачу изоляции рудников от поступления в них подземных вод из сопредельных с рудниками горных массивов. Правда, в отдельных случаях в силу необходимости такая задача частично решается. Например, приемлемыми способами изолируют поверхностные водотоки и водоемы от горных выработок в водонасыщенных породах, осуществляют специальные методы проходки горных выработок (в основном стволов), применяют системы разработки, обеспечивающие сохранность налегающих пород (системы с закладкой выработанного пространства или системы с оставлением регулярных целиков), сбрасываемые воды подают в гидрографическую сеть по лоткам или трубопроводам.

Загрязнение поверхностных и подземных вод природными радионуклидами и другими тяжелыми токсичными металлами является следствием неуправляемого процесса формирования рудничных вод.

В связи с этим заслуживает внимания задача управляемого формирования состава рудничных вод. В первую очередь на рудниках, где осушение вызывает не только понижение уровня вод, но и приводит в результате изменения сложившегося гидрогеологического и геохимического режима к повышенному окислению и выщелачиванию радиоактивных и токсичных металлов, содержащихся как в минерализованной зоне, так и, особенно, за ее пределами. Управление процессом формирования рудничных вод должно прежде всего заключаться в установлении возможных путей поступления загрязнений и своевременном их перекрытии.

Защитными профилактическими мероприятиями могут быть:

а) защитный дренаж, т. е. откачка подступающих к руднику загрязненных вод или вод, способных особенно интенсивно растворять уран, радий и другие радионуклиды;

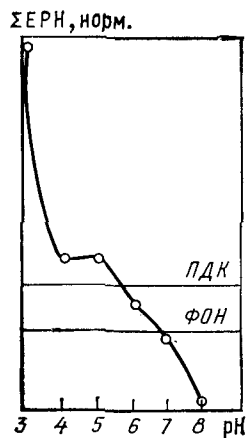


Рис. 8.1. Зависимость растворимости естественных радионуклидов в подземных водах от pH среды

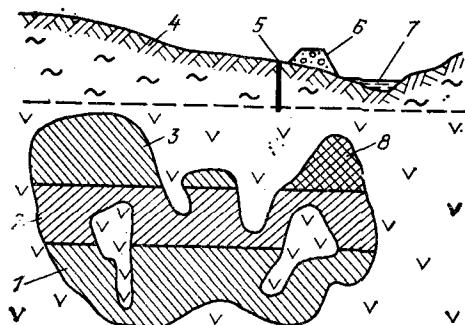


Рис. 8.2. Схема ограждения подземных горных работ от поступления паводковых и подрусловых вод:

1 — отработанные запасы руды; 2 — отработанные запасы руды; 3 — планируемые к отработке запасы руды подречного целика; 4 — наносы; 5 — противофильтрационная завеса; 6 — предохранительная дамба; 7 — река; 8 — руда, теряемая в зоне подречного целика

б) защитный барраж, т. е. закачка через скважины чистой воды перед движущимся фронтом загрязнений;

в) использование специально приготовленной воды при повышенных pH для подавления растворимости радионуклидов (рис. 8.1);

г) отдельный сбор и откачка загрязненных и незагрязненных рудничных вод.

Названные методы могут быть применимы в комбинации для образования вокруг месторождения противофильтрационного экрана или гидрозавесы, обеспечивающей циркуляцию одного и того же объема воды в системе двух рядов скважин — дренажного (внутренний ряд) и барражного (внешний ряд) [5]. Возможно применение методов ограждения горных работ завесами, создаваемыми путем цементации фильтрующих пород различными вяжущими веществами.

Интересен в этом отношении способ ограждения подземных горных работ от поступления паводковых и подрусловых вод, осуществленный на крупном урановом руднике, успешно отрабатывающем месторождение под рекой (рис. 8.2).

Необходимые результаты могут быть достигнуты и при организации дренажа горными выработками, пройденными за контурами месторождения. В этом случае притекающие к эксплуатационному или подготавливаемому горизонту подземные воды перехватываются на определенном удалении от них.

Особого внимания заслуживает то, что радионуклиды и токсичные металлы очень легко выщелачиваются из мельчайших рудных частиц, которые в больших количествах поступают в рудничные воды из очистных забоев. Надлежащий отвод и утилизация промывочной и распыленной воды позволяют значительно снизить загрязнение рудничных вод указанными нуклидами.

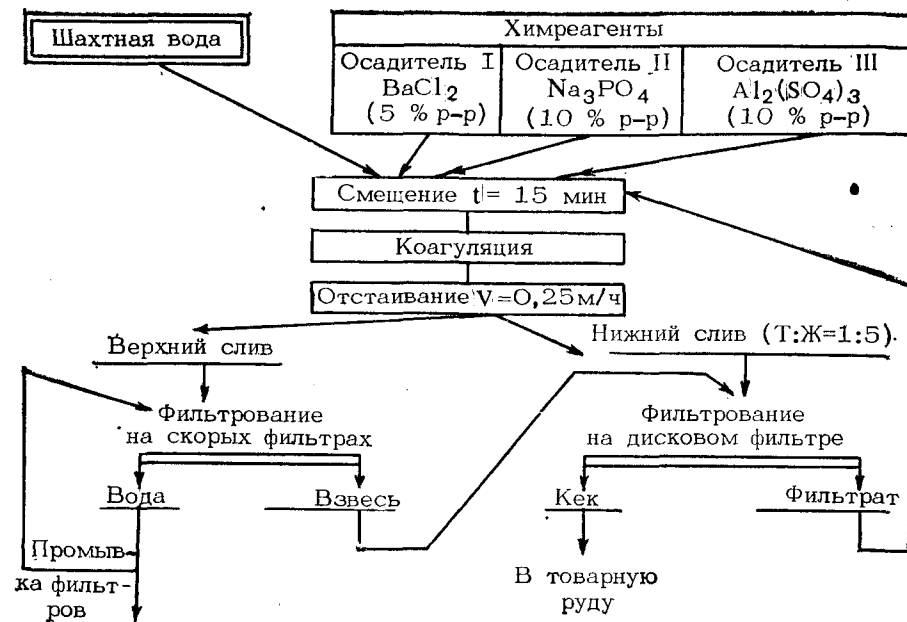
В уранодобывающей промышленности накапливается широкий опыт изоляции рудников от притока в них подземных вод, которые так нужны для поддержания органической жизни на землях, прилегающих к рудникам, и которые так нежелательны для рудников, поскольку с ними связан вынос из месторождений больших количеств ценного сырья.

### 8.3. Очистка и использование рудничных вод

Очистка рудничных вод от радиоактивных загрязнителей в настоящее время насчитывает ряд способов и веществ, с помощью которых можно удалить из воды радионуклиды: химическое осаждение, очистка с помощью ионообменных смол, электродиализ, дистилляция, флотация, электрокоагуляция, электрофлотация, биологическая очистка.

Сорбентами, помимо ионообменных смол, могут служить естественные неорганические сорбенты — природные цеолиты, вермикулит, монтмориллонит, бентонит, отличающиеся наибольшей обменной способностью (существует более десятка других природных неорганических ионообменников — силикатов, а также других минералов, способных к ионообмену, — пиролюзит, лимонит, гематит и др.). Созданы и искусственные неорганические сорбенты на основе труднорастворимых солей многовалентных металлов, солей гетерополикислот. Роль сорбентов могут выполнять гидратированные оксиды и гидроксиды металлов, силикагель, искусственные цеолиты, порошки металлов. Важную группу сорбентов составляют широко распространенные в природе органические вещества и продукты их переработки — торф, бурый и каменные угли, древесина, а также такие биокосные системы, как почва и илы.

Решение вопроса о необходимости очистки рудничных вод того или иного уранового рудника зависит от требований промышленной санитарии и норм радиационной безопасности. Сейчас уже насчитывается немало рудников, где ведется очистка рудничных вод либо от одного урана (промышленное извлечение урана из рудничных вод), либо от одного радия, либо от всех основных  $\alpha$ -излучателей — урана, радия, полония, радиоактивного свинца, тория. В принципе могут быть применены различные способы и схемы очистки рудничных вод, однако на практике наибольшее распространение получила сорбция радионуклидов на ионообменных смолах, число которых достаточно велико. Ионообменные смолы — это нерастворимые органические высокомолекулярные соединения, содержащие ионогенные группы и способ-



На использование  
в технических целях  
и сельском хозяйстве

Рис. 8.3. Технологическая схема очистки шахтных вод от естественных радионуклидов химическим осаждением

ные обменивать в эквивалентных соотношениях собственные ионы на ионы раствора (в нашем случае — на ионы радионуклидов, находящихся в рудничных водах). Обычно применяется динамическая сорбция — рудничные воды прогоняют через колонны, заполненные смолой (при статической сорбции смолу в виде порошка помещают прямо в загрязненную воду).

Сорбционные способы обеспечивают очень высокое извлечение урана (90% и более), но недостаточно высокое извлечение прочих  $\alpha$ -излучающих нуклидов. В связи с этим, если в подлежащих сбросу рудничных водах после извлечения урана и части других радионуклидов остается большое количество радия и полония, прибегают к дополнительной очистке, применяя метод сорбции этих элементов на диоксиде марганца или пиролюзита, нанесенном на древесные опилки. Коэффициент очистки рудничных вод от радия и полония в этом случае также может превышать 0,9.

Когда нужно удалять главным образом радий, то лучше всего использовать химическое осаждение хлоридом бария. Технологическая схема такой очистки показана на рис. 8.3.

Как правило, стоимость урана, извлекаемого при очистке

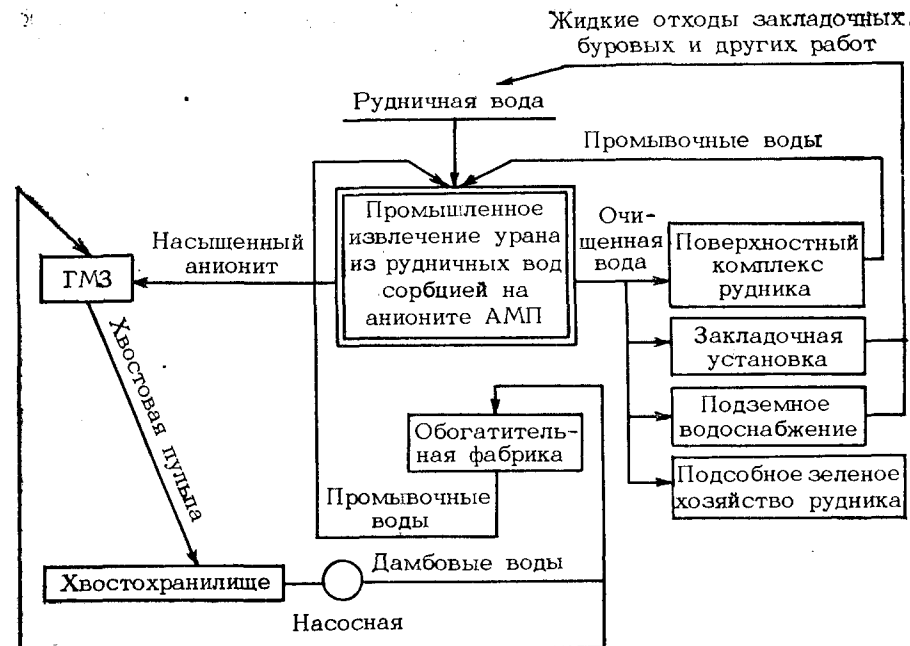


Рис. 8.4. Возможная схема очистки и использования рудничных вод на горно-металлургическом предприятии по добыче урана

рудничных вод, за год-два окупает стоимость очистных установок, а далее очистка от урана приносит лишь прибыль.

Очищенные от радионуклидов рудничные воды можно использовать для технических нужд на самом руднике, на ГМЗ или других рудничных объектах. Не исключена возможность, при соответствующем контроле и дозировке, применять их в сельском хозяйстве (рис. 8.4).

Очистка рудничных вод не во всех случаях является обязательной, если воды могут быть полностью использованы для технологических целей на руднике, ГМЗ и др. Так, использование неочищенных рудничных вод, содержащих хлориды и сульфаты (натрия, калия, магния и др.), оказывает активирующее действие на закладочные твердеющие смеси, снижая сроки их схватывания и повышая конечную прочность искусственного массива [34].

Однако следует учесть, что возможно определенное увеличение радона в воздухе при использовании рудничных вод для технологических целей. Например, при гидрообесшлаивании вода сильно диспергируется и соответственно более легко эмануирует. Поэтому при использовании неочищенных рудничных вод в технических целях их следует тщательно дезаэрировать.

В настоящее время общепринято считать воду ценным полезным ископаемым. Поэтому использование систем оборотного водоснабжения, внедрение маловодных технологий и прекращение



сброса неочищенных вод в гидрографическую сеть является важной народнохозяйственной задачей.

Специфической особенностью горных предприятий является то, что попутно добываемые из недр подземные (рудничные) воды, а именно так нужно ставить вопрос сейчас, не только обеспечивают нужды собственного и сопутствующих производств в системе оборотного водоснабжения, но и могут снабжать другие отрасли промышленности технической водой, высвобождая используемые ими водоисточники для других целей, и прежде всего для сельского хозяйства, особенно в районах дефицитного водопользования.

## Глава 9

### ОБЕСПЕЧЕНИЕ РАДИАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНОРАБОЧИХ И ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Радиационное загрязнение окружающей среды при добыче радиоактивных руд является следствием воздействия на нее не только радиационно опасных твердых и жидких отходов, но и газовых выбросов в атмосферу рудников, карьеров, отвалов, забалансовых руд и складов товарных руд. При этом наряду с традиционным аэрозольным или пылевым загрязнением атмосферы наиболее специфическое ее загрязнение вызывает радон, оказывающий наиболее активное влияние на уровень профессиональной заболеваемости горнорабочих и общее радиационно опасное состояние окружающей среды.

#### 9.1. Специфические факторы внешней среды урановых рудников

Наряду с вредными, присущими обычным горнодобывающим предприятиям, на урановых рудниках возможно постоянное воздействие на организм горнорабочих определенных концентраций естественных радиоактивных веществ, а также внешнего излучения.

К числу специфических факторов, оказывающих вредное воздействие при работе на урановых рудниках, относятся:

ионизирующее излучение, источником которого являются относительно богатые руды, обнаженные горными выработками, очистными пространствами и обрушениями;

радиоактивный газ радон в атмосфере горных выработок и дочерние продукты его распада;

радиоактивные минералы семейства урана, содержащиеся в виде пыли и аэрозолей в рудничной атмосфере.

Основным источником радиационной опасности в урановых рудниках, как показали многолетние исследования, является радон и его дочерние продукты. Все остальные факторы, в том чис-

ле внешнее  $\gamma$ - и  $\beta$ -излучения в горных выработках, а также содержание в рудничном воздухе долгоживущих радиоактивных аэрозолей, урана, радия и других изотопов, имеют второстепенное значение, так как их вклад в дозу облучения организма человека относительно невелик.

В настоящее время в работах советских и иностранных специалистов довольно подробно описано влияние радиоактивного загрязнения рудничной атмосферы на организм горнорабочих, изложены основные вопросы гигиены их труда при добыче радиоактивных руд [12, 17, 19, 21].

Следует отметить, что нормы радиационной безопасности в нашей стране постоянно совершенствуются с учетом последних достижений в области радиационной гигиены. Так, в НРБ—76 по сравнению с НРБ—69 введены положения о допустимых и контрольных уровнях и концентрациях, приведены содержания ЕРН в строительных материалах, допустимые уровни загрязнения кожных покровов после их санитарной обработки. Вместо четырех групп критических органов оставлены только три группы. В связи с этим в 2 раза уменьшены допустимые уровни загрязнения поверхностей рабочих помещений и спецодежды, а допустимые уровни загрязнения кожных покровов, спецбелья и другие уменьшены в 5 раз.

Мероприятия против радиационной опасности на урановых рудниках почти полностью совпадают с борьбой против радона и пылеобразования — главных источников этой опасности. Основное в этой борьбе — обеспечение нормальных, т. е. соответствующих принятым нормативам, условий на всех рабочих местах, и в первую очередь — в очистных забоях.

#### 9.2. Радоновыделение при разработке месторождений радиоактивных руд

Выделение радона из руд и пород в атмосферу урановых рудников и карьеров определяется размерами эманлирующих поверхностей, возрастом месторождения, содержанием урана и коэффициентом радиоактивного равновесия, трещиноватостью, структурой и плотностью горных пород, интенсивностью эмансирования, их температурой, влажностью и т. п.

Наиболее часто сравнительную оценку руд и пород проводят по коэффициенту эмансирования — отношению количества эманации (радона), выделяющейся в окружающую среду (воздух, воду), ко всему ее количеству, образовавшемуся за это время (определяется в процентах).

Коэффициент эмансирования для различных рудных образований и пород меняется в довольно широких пределах — от 0,1 до 100%. Однако, несмотря на значительное колебание этой величины, для отдельных типов пород и руд этот коэффициент сохраняет определенное постоянство. Так, например, для кислых магматических пород он составляет 15—30, для осадочных 10—25%.

Рудные образования имеют более высокий коэффициент эманирования — 30—90%, супергенные урановые минералы отличаются более рыхлым строением, чем гипогенные. Вообще породы отличаются несколько повышенным эманированием, по-видимому, потому, что адсорбированный ими радий обладает большей эманлирующей способностью. Что же касается самих минералов, то их эманлирующая способность ниже по сравнению с породами и урановой рудой.

Ниже приведены коэффициенты эманирования некоторых горных пород, урановых минералов и руд, %.

#### I. Магматические горные породы

Кварцевые порфиры . . . . .	4,5
Трахилариты . . . . .	15,1
Граниты и гранодиориты . . . . .	17,0
Гнейсы и гранитогнейсы . . . . .	22,0
Гранитные пегматиты . . . . .	28,0

#### II. Осадочные горные породы

Песчаники . . . . .	10,7
Известняки . . . . .	11,2
Мергели . . . . .	12,7
Алюмосиликаты . . . . .	13,0
Углистые сланцы . . . . .	17,7
Кварциты . . . . .	20,6
Аргиллиты . . . . .	21,5
Песчаники с углем . . . . .	26,0
Глины с песчаниками . . . . .	32,0

#### III. Урановые минералы

Циркон . . . . .	0,07
Хлопинит . . . . .	0,17
Уранинит . . . . .	0,26
Монациты . . . . .	0,35
Колумбит . . . . .	1,00
Такталит . . . . .	1,32

Сфены . . . . .	1,60
Танталит-колумбиты . . . . .	1,72
Роговая обманка . . . . .	4,20
Молебдениты . . . . .	4,34
Стенит . . . . .	6,20
Медная смоляная руда . . . . .	8,60
Торбернит . . . . .	14,60
Вольфрамовые минералы . . . . .	20,60
Карнотит . . . . .	32,00
Тюямуниты . . . . .	39,00
Хризокolla . . . . .	66,00

#### IV. Урановые руды

Сидерит с настураном . . . . .	8,0
Гранит с отенитом . . . . .	14,4
Ураноносный лимонит . . . . .	15,7
Кварцево-сульфидные руды . . . . .	20,0
Диктионемовый сланец . . . . .	24,0
Известняк с чернью . . . . .	26,3
Известняк с карнотитом . . . . .	34,0
Карнотитовый песчаник . . . . .	34,4
Гранит с торбернитом . . . . .	43,7
Гранит с чернью . . . . .	44,2
Штуфы с отенитом и карнотитом . . . . .	47,5
Ураноносный уголь . . . . .	75,6

Независимо от мест образования и характера перемещения радон поступает в рудничную атмосферу в основном с поверхности обнаженных рудных тел и окружающих пород, кусков отбитой и транспортируемой руды, различных пор, трещин, аэродинамически связанных с действующими горными выработками, и рудничных вод. В незначительном количестве он выделяется из витающей пыли и аэрозолей. Наконец, совершенно незначительные количества радона (фоновые для данной местности) вносятся в горные выработки с входящей, свежей вентиляционной струей. Вклад, вносимый этими источниками радона в радоновый баланс урановых рудников, различен и зависит от геологических, гидрогеологических, геофизических и горпотехнических факторов. Наибольший удельный вес в радононасыщении рудничной атмосферы занимают такие источники, как обнажения рудного массива и отбитая руда, т. е., по существу, несущий урановую минерализацию.

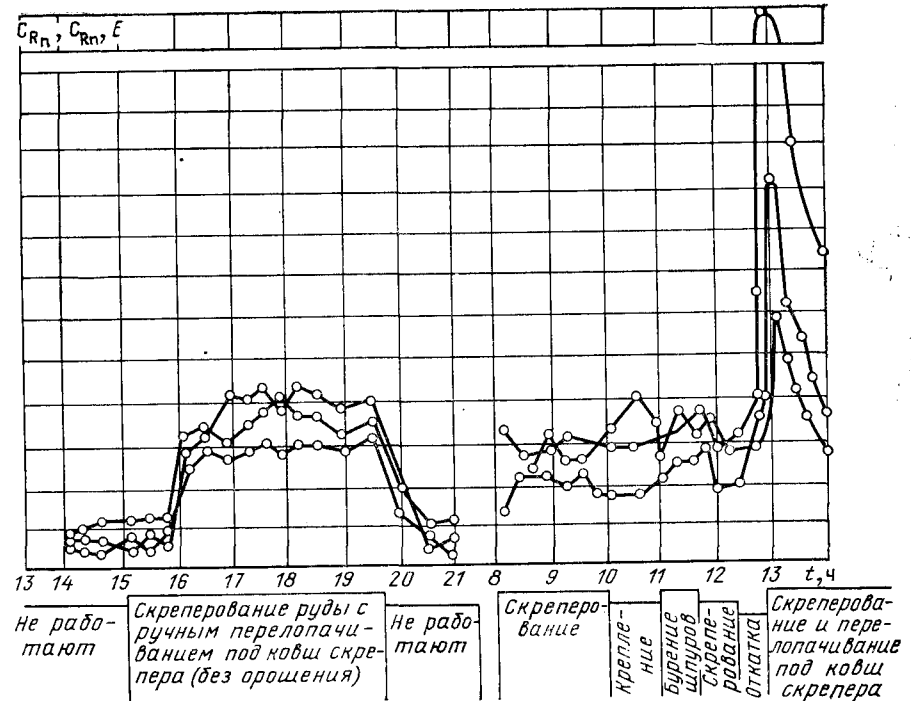


Рис. 9.1. Изменение дебита радона в процессах выполнения различных горно-технологических операций

Радоновыделение с обнаженных рудных тел и окружающих пород, как и кусков руды, подчинено законам диффузии и конвекции.

Исследования показывают, что в общем дебите радона по руднику радоновыделение из отбитой руды может достигать 50—60%. Изменение радиоактивной загрязненности в рабочей зоне блока при различных производственных процессах показано на рис. 9.1.

Изменение концентрации радона  $C_{Rn}$ , радия  $C_{Ra}$  и «скрытой» энергии  $E$  в течение производственного цикла имеют идентичный характер, т. е. при увеличении количества радона в атмосфере выработки происходит увеличение и его короткоживущих продуктов распада. Ординатное смещение кривых обусловлено степенью радиоактивной неравновесности этих изотопов.

Анализ кривых свидетельствует о примерно одинаковом уровне активности атмосферы при скреперовании, креплении и бурении. Все эти операции увеличивают концентрацию активной взвеси в 2—3 раза по сравнению с тем периодом, когда работы в блоке не производятся. Из всех производственных процессов на

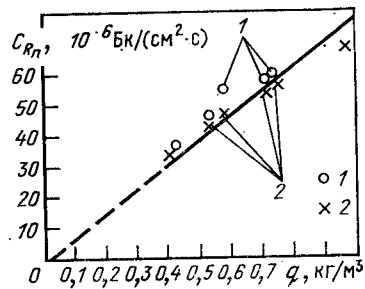


Рис. 9.2. Зависимость удельного выхода радона от удельного расхода ВВ на отбойку: 1 — экспериментальные точки; 2 — расчетные значения

долю взрывных работ приходится наибольшая степень радоновыделения, что объясняется частичным высвобождением радона, концентрируемого в порах горных пород в зоне разрушения, а также увеличением эманурующей поверхности, причем с ростом удельного расхода ВВ выход радона увеличивается (рис. 9.2). Резкий рост количества радона  $C_{Rn}$  по сравнению с  $C_{Ra}$  и  $E$  обуславливается практически мгновенным его выделением, в то время как накопление короткоживущих производных протекает по экспоненте. После спада пика концентрации радона в забое нарушаемый ничем навал руды поддерживает концентрацию радона на уровне, примерно вдвое превышающем уровень концентрации в забое, очищенном от руды. Следовательно, навал отбитой руды представляет собой хранилище радона, в котором радон находится главным образом в воздушных промежутках между кусками руды и бесконтрольно выделяется в больших концентрациях при нарушении навала (погрузка машинами, перемещение скреперами, выпуск через рудоспуски).

Скопление радона в воздушных промежутках между кусками руды прямо зависит от интенсивности эманирования и соотношения между суммарной эманурующей поверхностью и объемом пространства. Чем выше интенсивность эманирования и больше отношение эманурующей площади к объему пространства, тем большее количество радона может скопиться в навале руды.

На рис. 9.3 показаны результаты исследований [12] зависимости интенсивности эманирования поверхности навала отбитой руды от размера кусков (а), содержание урана в руде (б) и высоты навала (в) (руда канадских рудников района Эллиот-Лейк).

Очевидно, что пользоваться полученными количественными зависимостями в любых действующих забоях вряд ли возможно, даже на тех рудниках, откуда была взята для исследований руда, однако важна качественная оценка происходящих явлений и получение их на основе определенных количественных выводов.

Таким образом, интенсивность радоновыделения в забоях может изменяться в 100 раз и более в зависимости от природных характеристик месторождения и условий, создаваемых человеком. При этом важно влияние природных явлений: механических, химических и физических процессов, которые происходят в окру-

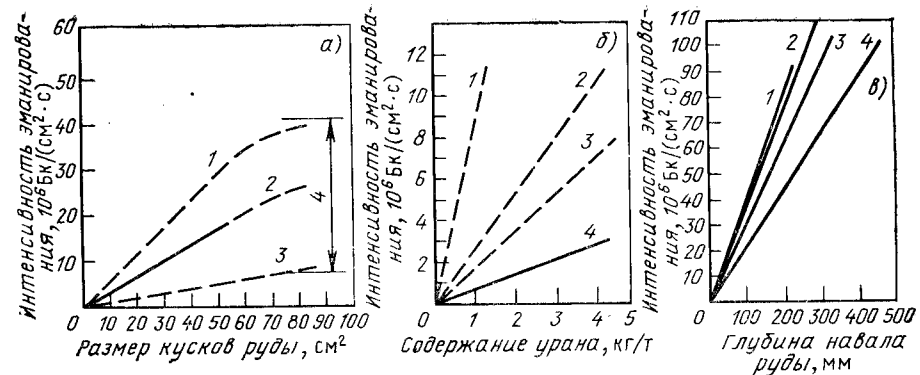


Рис. 9.3. Зависимость интенсивности радоновыделения

а — содержание урана в руде: 1 — богатая руда; 2 — содержание урана от 0,077 до 0,116 %; 3 — низкосортная руда; 4 — диапазон интенсивности радоновыделения из рудных обнажений; б — размер рудных кусков: 1 — 152,4 мм; 2 — 76,2 мм; 3 — 50,8 мм; 4 — от 12,7 до 25,4 мм; в — высота навала руды: 1 — богатая руда, размер куска 25,4 мм; 2 — содержание урана 0,1 %, размер куска 16 мм; 3 — богатая руда, размер куска 76,2 мм; 4 — содержание урана 0,1 %, размер куска от 63,5 до 114,3 мм

жающих породах под влиянием горных работ. Не контролируемые, они могут улучшать или ухудшать радиационную обстановку на руднике. Например, названные процессы могут обуславливать как увеличение пористости, так и ее уменьшение, и это будет вызывать изменения в радоновыделении на отдельных участках. Наверняка следует ожидать повышения дебита радона на участках, где горные породы находятся под действием растягивающих напряжений или где произошло раздавливание целиков и обрушение налегающих пород. То же самое может наблюдаться в массиве, из которого дренажные воды вымывают легко растворимые минеральные образования. И наоборот, дебит радона может уменьшаться, если эманурующие породы попадут в зону действия сжимающих напряжений, а дренажные воды способны залечивать трещины и поры в результате выпадения из воды растворенных в ней веществ.

В принципе в отдельных случаях эти процессы могут быть использованы для регулирования дебита радона, направления его конвективных потоков в сторону исходящей вентиляционной струи или локализации его в массиве.

Значительно меньшую опасность вносит радон при разработке урановых месторождений открытым способом, тем не менее совместно с другими продуктами распада урана проблема обеспечения нормальных санитарно-гигиенических условий труда на рабочих местах осложняется. По мере развития горных работ в карьере появляются все новые, нередко более обильные источники загрязнения карьерной атмосферы радоном, а в некоторых случаях и рядом обычных природно вредных газов —  $SO_2$ ,  $NO_2$ ,  $CO_2$ ,  $CO$ ,  $CH_4$  и др. Загрязнение карьерного воздуха пылью

и газами, образующимися в процессе непосредственного ведения горных работ или в результате предшествующей деятельности, поддаются лучшему контролю, их всегда можно предвидеть и учесть.

Газовая составляющая загрязнения атмосферы урановых карьеров это, в первую очередь, непрерывно выделяющийся из обнажений горных пород радон. Газы взрыва — загрязнитель, присутствующий в карьере периодически или вовсе отсутствующий при безвзрывной разработке месторождений. К тому же газы взрыва загрязняют карьерный воздух в период, когда в карьере никого нет.

До сих пор основной мерой против газового загрязнения на урановых карьерах является естественное проветривание. Эффективность его довольно высокая, чему благоприятствует то обстоятельство, что известные урановые карьеры мира еще не достигли глубин, требующих применения их искусственного проветривания.

### **9.3. Вентиляция урановых рудников — основа обеспечения радиационной безопасности горнорабочих**

Основным средством борьбы с повышенной загазованностью и запыленностью рабочих мест в настоящее время служит их проветривание, обеспечивающее уменьшение концентрации радона и радиоактивной пыли до уровня санитарных норм.

Выбор производительности вентиляторных установок главного проветривания на урановых рудниках осуществляется по трем основным факторам: дебиту радона, объему ядовитых газов от взрывных работ (иногда — от применения дизельной техники) и пыли. В практике встречаются варианты, когда для одного и того же горного предприятия в одних выработках основным фактором является радон, в других — интенсивность пылепоступления, а в третьих — ядовитые газы, образующиеся после взрывных работ. В этой связи общерудничный расход свежего воздуха рассматривается дифференцированно с учетом наибольших частных значений.

В условиях урановых рудников количество подаваемого свежего воздуха рассчитывается применительно к трем режимам проветривания:

стационарного, когда на руднике отсутствуют какие-либо работы, связанные с извлечением полезного ископаемого;

обычного, характерного для выполнения операций производственного цикла в течение смены;

усиленного — после производства взрывных работ.

В мировой практике урановых рудников наиболее распространенна схема всасывающего проветривания как наиболее выгодная экономически и легко осуществимая технически. Нагнетательное проветривание ограничено. Но всасывающее проветривание,

как известно, создает общее пониженное, по сравнению с атмосферным, давление воздуха в выработках. Естественно поэтому, что направление конвекционных потоков радона в горном массиве в этом случае будет ориентировано в сторону установившейся депрессии, т. е. к горным выработкам. Нагнетательный способ проветривания лишен этого недостатка.

В настоящее время считается, что между всасывающим и нагнетательными способами проветривания нет особого различия, если действующие выработки надежно изолированы от выработанных пространств и не имеют аэродинамической связи с поверхностью земли через толщу налегающих пород (в основном через зоны обрушения).

В том случае, когда при всасывающем способе проветривания на отдельных участках обнаруживаются источники повышенного радоновыделения, например в результате подсоса воздуха из выработанного пространства или из зоны обрушения, рекомендуется организовывать на этих участках локальное нагнетательное проветривание с помощью специально устанавливаемого вентилятора.

Поскольку основным способом борьбы с радоном в очистных блоках является проветривание, совершенствованию его в прошедшие годы было уделено наибольшее внимание. Так, однозначно решен вопрос о необходимости применения полевой подготовки месторождений. Полевая подготовка практически снимает проблему изоляции источников радоновыделения в подготовительных выработках и обеспечивает подачу чистого воздуха в каждый блок. Рудные выработки при этом переходят в разряд нарезных и могут гаситься по мере отработки блоков. Глухие забои, сколько бы их ни было в блоке, обязательно проветриваются обособленно вентиляторами частичного проветривания. Где возможно, свежую струю подают по ходу движения руды, чтобы радон, выделяющийся из рудного навала или отбиваемых порций руды, не попадал на рабочее место.

На урановых рудниках большое внимание уделяется борьбе с радиоактивной пылью.

При бурении шпуров и скважин (процесс, при котором почти весь выбуриваемый объем руды или породы превращается в пыль) для подавления пыли традиционно используется вода со смазывающими добавками (бурение с промывкой).

Взрывные работы характеризуются наибольшим единовременным выбросом пыли в очистное пространство или горную выработку. Однако во время взрывной отбойки руды людей поблизости от забоев обычно не бывает, и практически пыль за время, отведенное для проветривания, частично выносится вентиляционной струей в атмосферу и частично оседает в призабойном пространстве. В горизонтальных горных выработках, нарезных и очистных, недалеко от забоев устраивают водяные завесы, которые препятствуют распространению пыли.

В последние годы на многих рудниках при проходке горизонтальных подготовительных выработок применяют подавление вы-

брасываемой взрывом пыли пеной, заполняя ею призабойное пространство перед взрывом. Этот метод эффективен не только для пылеподавления, но и для снижения выхода ядовитых газов взрыва — оксидов азота, углерода, сероводорода.

Кроме воды и пены, для борьбы с витающей пылью иногда применяют специальные пасты, которыми обмазывают борта и кровлю выработок. Пыль осаждается на крепи или на незакрепленных поверхностях выработок значительно интенсивнее.

Таким образом, проветривание является основным средством борьбы с радиоактивной загрязненностью воздуха на урановых рудниках. Однако интенсивная принудительная вентиляция в качестве единственного способа снижения радиоактивности рудничного воздуха — дорогостоящее мероприятие.

Поэтому экономически более целесообразно применять вентиляцию в сочетании с комплексом методов, например изоляцией источников радоновыделения.

#### 9.4. Изоляция источников радоновыделения в горных выработках

На действующих горных предприятиях, как правило, имеются выработки, в которых работы временно остановлены или полностью прекращены. Протяженность таких выработок составляет 25—30% их общей протяженности. На урановых рудниках наличие дополнительных эманулирующих поверхностей ведет к снижению эффективности проветривания и увеличению радоновыделения в рудничную атмосферу.

В связи с этим одним из первоочередных мероприятий по борьбе с радоном является изоляция бездействующих выработок: постоянная или временная. В первом случае устанавливают бетонные или кирпичные перемычки, во втором — для их сооружения используют доски, парусину, фанеру, гераклитовые плиты. Во многих случаях хорошо зарекомендовали себя надувные перемычки.

Снижение радоновыделения из отперемыченных горных выработок происходит вследствие прекращения конвекционного переноса и турбулентной диффузии, которая весьма активна по сравнению со статической диффузией. В изолированной горной выработке перемещение радона происходит только вследствие статической диффузии, однако из-за радиоактивного распада радона это распространение весьма незначительно.

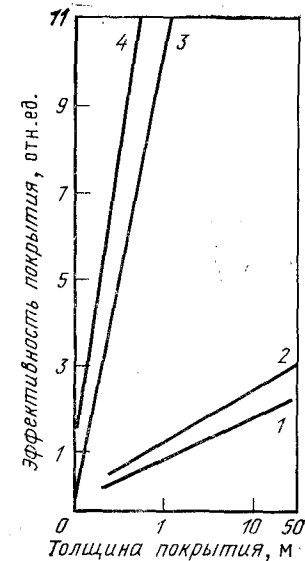
Иногда горные выработки проходят через зоны эманулирующих аномалий, для ограничения радоновыделения из которых используется изоляция эманулирующих поверхностей.

Снижение радоновыделения происходит вследствие сокращения его диффузионного распространения в толще покрытия, а также в результате его адсорбции материалом покрытия.

На урановых рудниках в качестве изоляционных материалов нашли применение битумно-вазелиновые смеси, латексы, битумно-латексные эмульсии и покрытие торкрет-бетоном. Зависимость

Рис. 9.4. Зависимость эффективности покрытия от толщины изолирующего слоя:

1 — торкрет-бетон (цемент : песок = 1 : 2 + 3% жидкого стекла, коэффициент диффузии  $D = 6,1 \cdot 10^{-5}$  см<sup>2</sup>/с); 2 — торкрет-бетон (цемент : песок = 1 : 1 + 3% CaCl<sub>2</sub>, коэффициент диффузии  $D = 7,5 \cdot 10^{-5}$  см<sup>2</sup>/с); 3 — латексное покрытие (коэффициент диффузии  $D = 4,8 \cdot 10^{-7}$  см<sup>2</sup>/с); 4 — битумно-латексное покрытие (коэффициент диффузии  $D = 1,2 \cdot 10^{-7}$  см<sup>2</sup>/с)



эффективности последних трех материалов от толщины слоя покрытия показана на рис. 9.4 (данные Н. В. Демина).

Исходя из горногеологических условий и вида изолируемого участка, срока существования горной выработки выбирается необходимый тип покрытия. Требуемая эффективность покрытия определяется из выражения:

$$n_{\text{п}} = D/[10^3 Q (c_2 - c_1)],$$

где  $n_{\text{п}}$  — эффективность покрытия;  $D$  — дебит радона до изоляции, Бк/с;  $Q$  — количество воздуха, проходящего по выработке, м<sup>3</sup>/с;  $c_1$  — концентрация радона на входящей струе, Бк/л;  $c_2$  — заданная концентрация радона в воздухе, выходящем из выработки, Бк/л.

Таким образом, в настоящее время в практике урановых рудников созданы достаточно надежные методы сокращения радоновыделения из бездействующих выработок и эманулирующих аномалий на бортах горных выработок, что обеспечивает подачу по ним чистого или слабозагрязненного воздуха в зону очистных работ.

#### 9.5. Снижение радоновыделения в очистных блоках

Очистной забой действующих урановых рудников является наиболее узким местом с точки зрения создания нормальных условий труда, так как в нем находятся интенсивные источники радоновыделения: отбитой и замагазинированной руды, обнаженных поверхностей рудного блока, разрыхленной рудной массы, эманулирующей воды.

Наиболее радонообильны те системы разработки, очистные забои которых имеют наибольшую суммарную эманулирующую поверхность, включая поверхность кусков отбитой руды, а также чем больше руды отбивается и складывается в очистном блоке.

Повышенной радонообильностью будут обладать и те системы, при которых появляются аэродинамические связи между обрабатываемым блоком и смежными блоками или выработками, а также с выработанным пространством или зоной обрушения.

В реальных условиях на радонообильность систем влияют и многие другие факторы, обуславливаемые свойствами руды и месторождения в целом, а также внешними природными условиями.

В настоящее время системы разработки урановых месторождений по степени радонообильности могут быть выстроены в следующий ряд:

1) наиболее радонообильны системы с магазинированием руды, особенно те варианты, при которых атмосфера в блоках поддерживается разреженной (всасывающее проветривание);

2) системы подэтажного и слоевого обрушения, если при нагнетательном проветривании нет удовлетворительной аэродинамической связи отработываемого блока с земной поверхностью;

3) камерно-столбовые системы с регулярными целиками;

4) столбовые системы с выемкой руды заходками;

5) потолкоуступные и почвоуступные системы разработки;

6) системы горизонтальными слоями с креплением и закладкой выработанного пространства (при обособленном проветривании каждого блока);

7) камерно-столбовые системы с ленточными междукамерными целиками;

8) системы подэтажных штреков или ортов, в том случае, когда в подэтажных выработках, кроме верхних, вентиляционные струи направлены в сторону камеры;

9) столбовые системы с выемкой руды лавами при направлении вентиляционной струи по ходу движения выдаваемой из забоя руды;

10) сплошные системы с хорошо организованной системой проветривания (при разработке небольших по площади горизонтально или полого залегающих рудных тел);

11) любые системы разработки, не требующие присутствия людей в забое.

Как видно из этого перечисления, решающая роль в градации систем разработки по степени радиационной безопасности принадлежит таким факторам, как:

1) количество и продолжительность резервирования руды в блоке;

2) тип забоя — тупиковый, требующий частичного проветривания, или сквозной, омываемый общерудничной вентиляционной струей;

3) направление подвигания очистного забоя.

Практически всегда возможна замена одной системы разработки другой, например наиболее радонообильной системы с магазинированием руды, характеризующейся продолжительным ее хранением в блоке, системой подэтажных штреков, при которой отбитая руда быстро выпускается из блока.

Практика разработки урановых месторождений показывает, что во многих случаях вентиляция не обеспечивает эффективного разжижения радона в очистных блоках. Причиной тому являются и малые скорости движения воздуха по выработкам, и не-

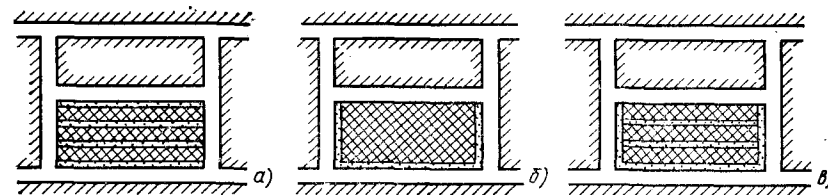


Рис. 9.5. Схемы изоляции закладочных материалов:

а — послойная; б — контурная; в — комбинированная

достаточно четко организованная система проветривания. В связи с этим в процессе отработки очистных блоков иногда необходимо проводить дополнительные работы по снижению дебита радона в очистных забоях на основе: изоляции неиспользуемых выработок и выработанного пространства, в том числе отработанных блоков; радоноизоляции эманлирующих поверхностей в блоках (например, целиков при применении камерно-столбовых систем разработки, поверхности закладки при системе горизонтальных слоев с закладкой, замагазинированной руды при системе с магазинированием руды); дренажа равновесного радона из обрушений, выработанных пространств и рудного массива, если это возможно; подачи свежего воздуха непосредственно на рабочее место; ликвидации утечек свежего и подсоса загрязненного воздуха.

Наиболее надежная изоляция выработанного пространства отработанных блоков (являющегося огромным и долговременным источником радона выделения в рудничную атмосферу) осуществляется его заполнением твердеющими смесями.

Практика радоноизоляции эманлирующих поверхностей во время отработки блоков широко известна. Она применяется при отработке богатых жильных урановых месторождений системой горизонтальных слоев, когда для снижения потерь отбитой руды и радона выделения из закладки вмещающими породами используют (рис. 9.5) бетонные и торкрет-бетонные послойные и контурные покрытия (настилы). Средняя концентрация радона и продуктов его распада снижается за счет этого в 4—5 раз. В этих условиях и для тех же целей оправдало себя создание искусственных дниц.

Одной из трудностей, препятствующей практическому переходу к безотходной технологии подземного рудника, является ухудшение радиационной обстановки в блоке при использовании в твердеющей закладке хвостов ГМЗ, содержащих неизвлеченный при переработке радий и характеризующихся вследствие своей тонкой измельченности значительным радонавыделением.

При закладке выработанных пространств даже слаборадиоактивными (вмещающими) породами вклад закладочных материалов в общий баланс дебита радона в блоке достигает 40 %.

Однако обобщение этого частичного результата неправомер-

но. Использование только песковой части хвостов ГМЗ, содержащей лишь 10—30% оставшегося в хвостах радия, с одной стороны, и приготовление твердеющей закладки в восстановительной обстановке, когда в качестве вяжущего используются цементы, шлаки или золы ТЭЦ, что ведет к выпадению ЕРН в нерастворимый осадок, с другой стороны, существенно снижают опасность радиоактивного загрязнения рудничной атмосферы, в том числе и за счет радонотделения из сточных закладочных вод. При этом существенно изменяется и характер радонотделения из самого закладочного массива. Это обстоятельство существенно дополняется еще и изменением самого механизма радонотделения в процессе твердения закладки.

Если из сыпучего закладочного материала, даже имеющего многометровую толщину, практически в рудничную атмосферу попадает весь радон, находящийся и выделяющийся в пустоты межкускового пространства, то радонотделение из твердеющих смесей снижается по мере схватывания смеси. Об этом можно судить по коэффициенту диффузии радона в различных средах (данные И. В. Демина):

Мелко- и крупнозернистый песок (пористость 40%)	4,5—7,0
Элювиально-делювиальные щебневые отложения	4,5
Утрамбованный глинистый песок	2,6
Суглинистые почвы	1,0—3,0
Суглинок, пористость 40%, влажность 5,7%	1,09
Твердеющая закладка	0,01—0,015

В первоначальный период (до начала схватывания) закладка представляет собой водонасыщенную смесь, и длина диффузионной релаксации в ней составляет десятые доли метра. По мере твердения смеси и удаления излишней воды создается искусственный массив, представляющий собой высокопористый, слабо-трещиноватый низкомарочный бетон. Определяющим радонотделение из такого материала является конвекционный процесс.

Для использования твердеющей закладки с утилизацией хвостов ГМЗ, после завершения всех необходимых работ по оценке их радиационно-гигиенической безопасности, наиболее благоприятными являются системы разработки с последующей закладкой, для которых характерно обнажение искусственного массива только при отработке блоков второй очереди при кратковременном нахождении рабочих в очистных забоях.

Для них сравнительно легко осуществимы технические и технологические мероприятия по снижению радонотделения из закладки на основе:

1) изоляции закладочного массива:

при заполнении верхних и нижних частей блока нерадиоактивной закладкой (достаточная толщина данной закладки 2—3 м);

при противорадионовых покрытиях закладочных перемычек и искусственного массива;

при оставлении в некоторых случаях рудных корок, служащих для сокращения разубоживания руды закладочным материалом;

2) увеличения плотности искусственного массива:

физическими методами (волновое, в том числе взрывное воздействие на незатвердевшую смесь, и др.);

химическими добавками;

3) использования адсорбционных и дренажных устройств;

4) отказа от последовательного и перехода на индивидуальное проветривание блоков с направлением загрязненного воздуха в вентиляционные коллекторы, где может быть произведена его очистка фильтрацией или электростатическим осаждением.

Несколько сложнее использование хвостов ГМЗ при слоевых системах разработки, когда горнорабочие постоянно находятся в контакте с обнажениями искусственного массива, что требует более глубокой проработки радиационно-гигиенических аспектов использования хвостов ГМЗ в этих условиях. Здесь применимы методы изоляции закладки (рис. 9.5). Изолирующими материалами в таких случаях могут служить полиуретановые покрытия [31]. Такие покрытия не только снижают потери отбитой руды и разубоживающее сейсмическое действие взрыва на искусственный массив, но и являются заранее уложенным противорадиационным экраном при отработке следующего слоя.

Для данной системы возможно применение и других указанных выше методов радиационной защиты.

В целом по руднику при средних содержаниях урановых руд переход на закладку хвостами ГМЗ дает незначительный прирост дебита радона, покрываемый за счет резерва мощности главных вентиляторных установок и применения проверенных технических и технологических решений, позволяющих не только улучшить радиационную обстановку на руднике, но и получить значительный социальный и экономический эффект при утилизации хвостов ГМЗ.

Ужесточение в последние годы требований к радиационной безопасности на урановых рудниках потребовало более внимательного подхода к решению проблемы радона. Использование в этих целях только одной вентиляции в дальнейшем будет либо технически затруднительно, либо экономически нецелесообразно. Поэтому для борьбы с радоном и продуктами его распада должны применяться не только легкодоступные пассивные методы, но и те из активных методов, которые по своей природе наиболее эффективны, но еще недостаточно разработаны.

## Глава 10

### ОСНОВЫ РАЦИОНАЛЬНОГО ЗЕМЛЕПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Разработка месторождений полезных ископаемых сопровождается значительным изъятием земель из общенационального

фонда. Площади земель, нарушенных в результате деятельности горнодобывающих отраслей народного хозяйства, уже сегодня достигли более 2 млн. га. К 2000 г. площадь земель, нарушенных при добыче минерального сырья, увеличится почти вдвое, главным образом при добыче руд цветных и редких металлов, горнохимического сырья и стройматериалов. Поэтому максимальное сокращение площадей земель, изымаемых из общенационального земельного фонда, своевременная рекультивация и возвращение их в сельскохозяйственный оборот являются важнейшими составляющими элементами общей системы безотходной добычи минерального сырья, характерной и для разработки месторождений радиоактивных руд.

### 10.1. Характер и виды нарушения земель при добыче радиоактивных руд

Добыча и переработка радиоактивных руд не отличаются большими масштабами изъятия и нарушения земель, свойственными другим горнодобывающим отраслям. Однако характер и специфика этих нарушений определяют необходимость тщательной оценки всех трех способов разработки месторождений радиоактивных руд: открытого, подземного и геотехнологического.

При добыче и переработке урановых руд только под складирование твердых отходов занимается в среднем (на 100 тыс. м<sup>3</sup>) площадь, га:

Подземные рудники . . . . .	0,7
Карьеры . . . . .	0,8
Хвостохранилища ГМЗ . . . . .	0,7

Кроме того, при открытых горных работах идет полное разрушение поверхности карьером значительных размеров. Современные карьеры представляют собой выемки площадью до нескольких квадратных километров и глубиной до 200—300 м (в перспективе до 500—700 м). Помимо выемки, оседания поверхности наблюдаются и в результате понижения уровня грунтовых вод при осушении карьеров. Эти оседания могут захватывать большие площади и иногда приводят к оползням. Оседания поверхности могут привести к нарушению устойчивости зданий и сооружений; неполадкам в водоотливных установках, системах канализации, мостах и других гидротехнических сооружениях; отрицательному воздействию на состояние энергетического хозяйства, транспортных линий и т. д.; трудностям использования земель в сельском хозяйстве.

Негативные последствия, связанные с нарушением поверхности при разработке месторождений полезных ископаемых подземным способом, обусловлены деформациями массивов налегающих горных пород. Степень нарушения поверхности подземными горными работами зависит от многих факторов: размеров рудного тела; его расположения в толще пород; системы разработки и ее параметров; соблюдения технологии ведения работ.

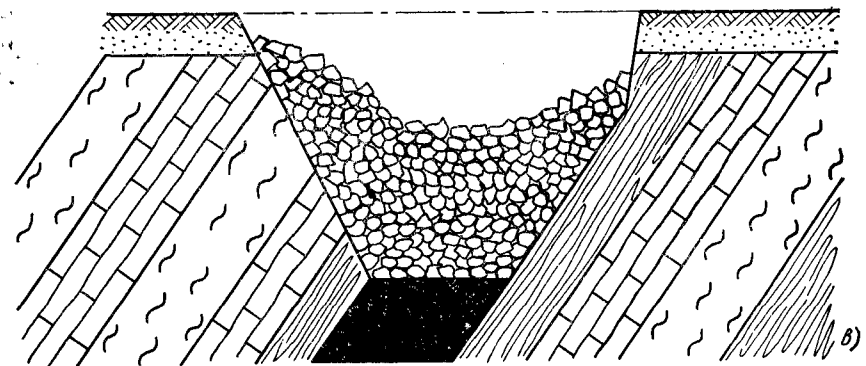
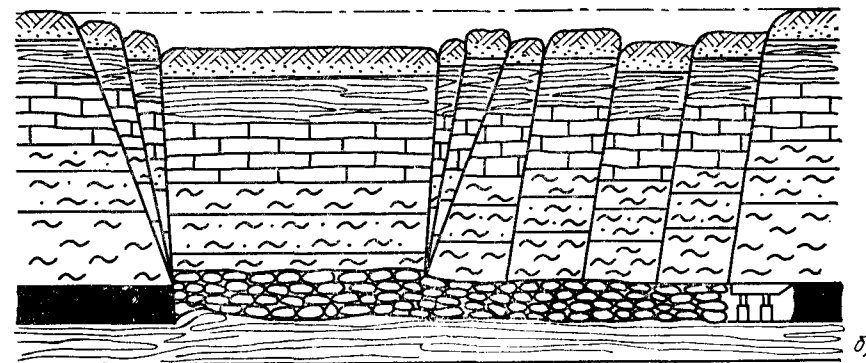
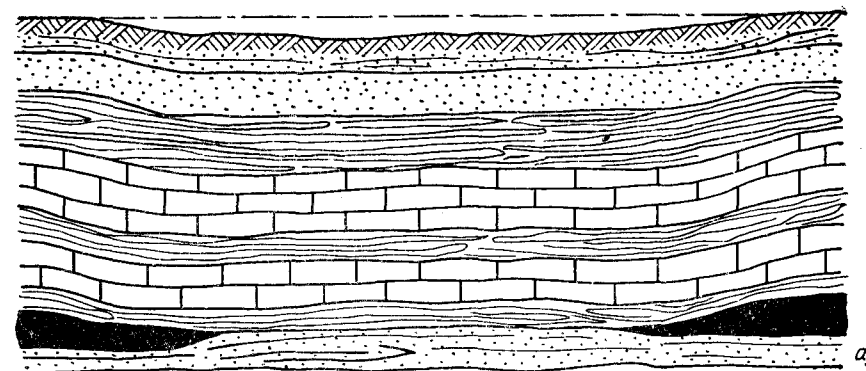


Рис. 10.1. Характерные виды сдвижения массивов горных пород при подземной разработке месторождений:

*a* — плавное, без нарушения сплошности налегающих пород; *б* — блоками с нарушением сплошности налегающих пород; *в* — с обрушением и разрывом сплошности налегающих пород



При разработке месторождений с обрушением возможны следующие варианты (рис. 10.1):

а) земная поверхность не испытывает никаких смещений и деформаций, что происходит при отработке маломощных рудных тел на значительной глубине;

б) обрушение достигает земной поверхности, но в виде мульды оседания или прогиба без разрыва сплошности налегающих пород и трещин на поверхности;

в) обрушение достигает земной поверхности и представлено в виде провалов. Это происходит при отработке месторождений значительной мощности, залегающих на небольшой глубине. Как правило, при глубине залегания рудных тел менее 30—40-кратной мощности процесс просадки и обрушения подработанных пород протекает исключительно интенсивно. На поверхности земли появляются трещины, возникают провалы больших размеров, происходит полное разрушение сплошности пород и их перемешивание.

При системах разработки с закладкой возможна усадка закладочного массива и, вследствие этого, некоторое сдвижение налегающих горных пород, которое проявляется в виде трещин и оседания породных толщ, затухающих на определенной глубине. Если зона сдвижения (из-за малой глубины залегания или значительных размеров рудных тел) достигает поверхности, то здесь могут появиться обычно слабо выраженные мульды оседания и прогибы. Наибольший эффект с точки зрения охраны поверхности достигается при применении твердеющей закладки, обеспечивающей наименьшие подвижки подрабатываемого горного массива.

При применении геотехнологических способов добычи нарушение поверхности незначительно, но для этого способа характерно химическое нарушение верхнего плодородного слоя.

Значительные нарушения поверхности происходят за счет размещения вскрышных пород карьеров и попутно добытых пород рудников в различного рода отвалах (платообразных, платообразно-террасированных, гребневидных) и террикониках.

При этом нарушается не только площадь горных отводов, но и значительные территории за их пределами, что связано с отведением рек и ручьев, вырубкой леса, строительством дамб и т. п. До 20—25% занимаемых при разработке месторождений площадей используется под водохранилища для обеспечения водой горных и перерабатывающих предприятий, а также других нужд. На рис. 10.2 показана структура земельного отвода горного предприятия. Все нарушаемые при добыче и переработке руд земли могут быть сгруппированы следующим образом (табл. 10.1).

Территории, изымаемые при разработке месторождений, следует разделить на пять видов;

1. Территория горного отвода, непосредственно связанная с добычей полезного ископаемого и размещением на ней добычных подразделений карьера, траншей — на открытых работах; стро-

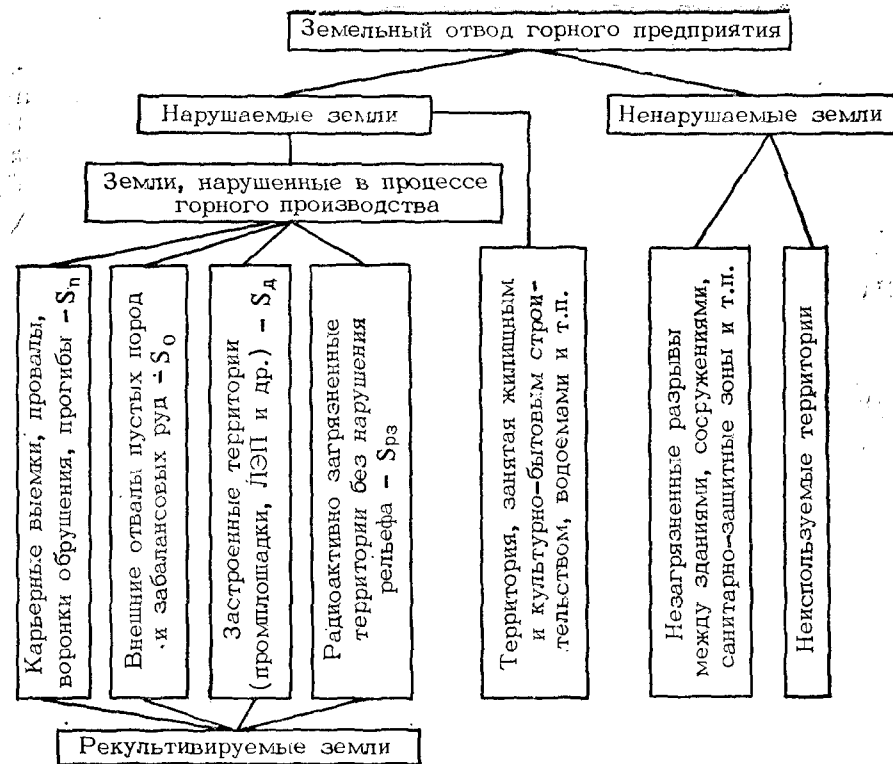


Рис. 10.2. Структура земельного отвода горнодобывающего предприятия

лов, промплощадок, зон обрушения и др. — при подземной добыче; траншей, рядов скважин и осадительных прудков — на участках ПВ.

2. Территория для размещения промышленных и жилищно-бытовых сооружений (обогащительная фабрика, ТЭЦ, жилпоселок и др.), непосредственно не связанных с добычей сырья.

3. Территория для размещения отходов производства (карьера, рудника, ТЭЦ, перерабатывающих предприятий и т. п.).

4. Территория водохранилищ.

5. Территория, нарушенная в результате загрязнения (в том числе радиоактивного) атмосферы и гидросферы, изменения гидрогеологических условий, сейсмических воздействий и других, что приводит к механическому, радиоактивному и химическому загрязнению, а иногда и физическому разрушению почв горного отвода и прилегающих участков.

Представленное разделение по видам нарушения земель важно по следующим соображениям:

Таблица 10.1. Классификация земель, нарушенных при разработке месторождений радиоактивных руд

Способ разработки	Тип нарушения			Без нарушения рельефа
	С нарушением почвенного слоя и рельефа местности			
	Денудационные	Аккумуляционные	Застроенные	
Подземный	Провал; воронка обрушения, прогиб; террасированная выемка с провалом	Терриконик; платообразный отвал	Пром-площадка	Радиоактивно загрязненные земли
Открытый	Террасированная карьерная выемка	Платообразно-террасированный отвал	То же	То же
Геотехнологический	Траншеи; пруд (отстойник); хранилища загрязненных почв	Склад почв	»	Радиоактивно и химически загрязненные земли

определяет территории, изъятие которых диктуется объективными причинами (вид 1);

выделяет территории, для изъятия которых требуется определение целесообразности и экономического обоснования (вид 2,3). Поселок, транспортные коммуникации, отвалы можно, например, разместить на бросовых и малоценных землях;

выделяет тип изъятия: постоянное или временное. Под постоянное изъятие при разработке месторождений обычно попадают территории вида 2 (жилищно-бытовые сооружения, ТЭЦ, создаваемые для нужд горных и перерабатывающих предприятий, водохранилища и др.);

определяет сложность рекультивации нарушенных (изъятых) территорий. Обычно наиболее сложная рекультивация территорий видов 1 и 3. Территории, занятые водохранилищами (вид 4), используются по их прежнему назначению или для создания зон отдыха, рыбного хозяйства и т. п.

Инвентаризация нарушенных земель по горнодобывающим предприятиям, связанным с добычей радиоактивных руд, показала, что 32,3% нарушенных земель занято отвалами; 27,2% — карьерами; 20,3% — промплощадками; 13,3% — хвостохранилищами; 0,2% — провалами и 6,7% — прочими видами нарушений. В будущем, в связи со снижением содержания в рудах и ростом объемов добычи, будет наблюдаться увеличение площади нарушенных земель.

Анализ коэффициента использования земель  $K_{и}$ , представляющего собой отношение площади земель, нарушенных в процессе горного производства  $S_{н}$ , к площади общего земельного отвода  $S_{з}$ :

$$K_{и} = S_{н}/S_{з} = (S_{п} + S_{о} + S_{д} + S_{ра})/S_{з},$$

где:  $S_{п}$  — площадь земель, нарушенных в процессе горных работ, га;  $S_{о}$  — площадь земель, занятых отвалами, га;  $S_{д}$  — площадь земель, связанных с денудационными нарушениями, га;  $S_{ра}$  — площадь радиационного загрязнения земель, га, показывает, что на ценных землях территория используется более полно (табл. 10.2).

Таблица 10.2. Степень использования земель различной ценности

Вид группы	Ценность земель	Пределы изменения $K_{и}$
1	Благоприятные к сельскохозяйственному использованию	0,2—0,4
2	Малоблагоприятные	0,1—0,2
3	Неблагоприятные	0,01—0,1

Многое зависит и от таких факторов, как способ разработки, производительность рудника, рельеф местности. Так, предприятия, ведущие отработку только открытым способом, нарушают значительные территории в пределах выделенного земельного отвода и характеризуются максимальным значением  $K_{и}$ . У подземных рудников большой производительности при прочих равных условиях  $K_{и}$  так же выше, чем у рудников малой производительности. Рудники, работающие в гористой местности, имеют самый низкий  $K_{и}$ .

Для оценки использования земель при добыче полезных ископаемых, кроме коэффициента использования земельного отвода, предложен показатель эксплуатационной землеемкости, определяемый как отношение площади нарушенных земель  $S_{н}$  к производительности  $A$  рудника (карьера):

$$v_{э} = S_{н}/A.$$

Он позволяет сравнивать горные предприятия различной производительности. Для урановых горных предприятий в связи с санитарно-гигиеническими требованиями и особенностями рекультивации вводится дополнительно коэффициент радиоактивного загрязнения территории земельного отвода:

$$K_{ра} = S_{ра}/S_{з}.$$

Под загрязненными здесь понимаются земли без нарушения рельефа, но на которых радиоактивная загрязненность превышает установленные санитарные нормы. Эти земли подвергаются затем дезактивационной рекультивации.

Состояние работ по рекультивации нарушенных земель оценивается коэффициентом рекультивации, равным отношению пло-

щади рекультивированных земель  $S_p$  за весь период существования горного предприятия к площади  $S_n$ , нарушенной за этот период:

$$K_p = S_p/S_n.$$

Данная система показателей позволяет характеризовать уровень фактического состояния нарушенных земель в отводе и оценивать эффективность использования земельных ресурсов предприятия на любом этапе его производственной деятельности.

### 10.2. Основные принципы формирования земельных отводов рудников

Анализ использования земель предприятиями позволяет выделить следующие пять групп основных факторов, определяющих величины земельного отвода: горногеологические, горнотехнические, строительные, санитарно-гигиенические и экономико-экологические.

К горногеологическим факторам относят: форму, размеры и условия залегания полезного ископаемого, физико-механические свойства руды и вмещающих пород, угол сдвижения горных пород и др; горнотехническим — производственную мощность рудника, схемы вскрытия, системы разработки, способ вентиляции. Основными строительными факторами являются рельеф местности, состав горного предприятия, строительные и пожарные требования. Санитарно-гигиенические факторы играют большую роль при определении окончательной величины земельного отвода и включают направление преобладающих ветров, санитарно-защитные зоны складов руды, вентиляционных шахт, отвалов забалансовых руд. Экономико-экологическими факторами являются ценность земель, близость курортных, заповедных и других охраняемых территорий, ценность полезного ископаемого и т. п.

Перечисленные факторы влияют как на расположение зданий и сооружений на территории промышленной площадки рудника, так и на взаиморасположение отвалов, вспомогательных промплощадок и в конечном итоге определяют площадь земельного отвода предприятия, зависящую в первую очередь от избранной схемы вскрытия месторождения и числа промплощадок рудника (табл. 10.3).

Центральное расположение промплощадки рудника определяется местонахождением ее при главном или при главном и вспомогательных стволах и характеризуется относительной компактностью размещения основных и вспомогательных объектов на территории земельного отвода и сравнительно небольшими площадями нарушаемых земель.

При разнесенном расположении промплощадки основная ее часть находится при главном стволе, а небольшая — при вспомогательном.

Таблица 10.3. Классификация схем вскрытия и расположения промплощадок подземных рудников

Схема вскрытия	Схема расположения промплощадок	Необходимое количество промплощадок
Центральная Комбинированная Фланговая Блоковая	Центральная	1
	Разнесенная	2
	Центрально-разнесенная	2 и более

Данная схема отличается повышенной комфортностью условий труда, но вместе с тем значительной разбросанностью вспомогательных объектов, удлинением коммуникаций и как следствие этого — значительными размерами земельного отвода и большими площадями нарушаемых земель.

Центрально-разнесенное расположение промплощадки характеризуется размещением ее основной части при главном или при главном и вспомогательном стволах, а небольшие промплощадки есть при каждом блоковом стволе. Им присущи как достоинства, так и недостатки описанных выше схем.

Проекты промплощадок современных рудников разрабатываются в настоящее время на достаточно высоком архитектурно-строительном уровне при четкой планировке и блокировке зданий, зонировании территории, повышении плотности застройки и т. п.

Однако поверхность отдельных рудников, включающая, кроме промплощадок шахт, и другие промплощадки, решается иногда недостаточно рационально: превышаются нормативные санитарные и противопожарные разрывы между отдельными зданиями и промплощадками, чрезвычайно усложняется трассировка внутриплощадочных и междуплощадочных коммуникаций и т. д. Все это приводит к увеличению протяженности транспортно-инженерных сетей, росту капитальных затрат на строительство и эксплуатацию объектов рудников, нерациональному использованию земельных угодий, повышению трудоемкости.

Анализ использования земельных отводов подземных рудников показывает, что до 70—80 % потребляемых земель приходится на промплощадки, в связи с чем их компактное размещение может значительно снизить количество нарушенных земель.

Задача выбора рационального местоположения промплощадки шахты и вспомогательных промплощадок рудника решается в несколько этапов: выбор местоположения главного, вспомогательных и вентиляционных стволов; размещение промплощадки шахты в районе ствола или стволов; компоновка группы вспомогательных промплощадок в районе расположения шахты; компоновка зданий и сооружений на территории промплощадки.

Основными факторами, влияющими на местоположение стволов и схемы вскрытия, являются: транспортирование руды под землей и на поверхности; расходы на проведение стволов и главного квершлага; расходы на строительство и эксплуатацию подъездного пути к промплощадке шахты; рельеф местности и «запретные зоны» для размещения стволов, промплощадки шахты и подъездного пути (застроенные территории, реки, пльвуны, овраги, геологические нарушения).

Важные предпосылки для типизации решений генеральных планов подземных рудников создают модульные принципы построения. Основой модульной организации могут служить участки территории, имеющие одинаковые размеры и типовую структуру.

Количественное деление территории может быть осуществлено, например, следующим образом.

1. Строительный участок — большая единица площади, на которой должна разместиться застройка всего подземного рудника.

2. Планировочный блок — часть строительного участка, объединяющая несколько промплощадок рудника.

3. Модульная ячейка — наименьшая планировочная единица.

На основе модуля — основной единицы измерения — территория может быть расчленена модульной сеткой. В качестве модуля, на основе которого размещаются промплощадки, целесообразно принять квадрат  $60 \times 60$  м. Размеры промплощадок должны быть кратны модулю. В исключительных случаях возможно применить полумодуль, т. е. квадрат  $30 \times 30$  м.

В отдельных случаях территория промплощадки может быть расчленена малой модульной сеткой  $6 \times 6$  м, на основе которой размещаются отдельные установки, здания и сооружения.

В качестве примера может быть приведен анализ территории одного из рудников; при проектировании земельный отвод под поверхностный комплекс сокращен до 60 га при повышении коэффициента использования территории земель отвода более чем вдвое. Это достигнуто совокупностью следующих мероприятий:

1. Использование модульной системы, в связи с чем при вскрытии месторождения двумя главными выдачными стволами, расположенными на одной площадке с существующим разведочным стволом и изменением порядка отработки месторождений путем вскрытия снизу вверх, размеры основных промплощадок получены следующие:

а) промплощадка блока главных стволов —  $420 \times 240$  м;

б) промплощадка блока вспомогательных стволов —  $240 \times 120$  м;

в) промплощадка сдвоенных вентиляционных стволов —  $180 \times 240$  м.

2. Использование пустых пород и забалансовых руд после их кучного выщелачивания и нейтрализации для закладки выработанных пространств, что исключает отвод земель под отвалы и их санитарно-защитные зоны.

3. Отвод земель под санитарно-защитные зоны определен в размере 200 м от центров выдачных стволов, рудного склада и отвала забалансовых руд, подвергаемых кучному выщелачиванию, а для вентиляционных шахт с исходящей струей — в размере 100 м от центров стволов.

4. В связи с полной закладкой выработанного пространства рудника и отсутствием нарушения земной поверхности включение горного отвода в состав земельного следует считать нецелесообразным.

Таким образом, внедрение модульной системы проектирования поверхностного комплекса рудника является важным направлением ускорения научно-технического прогресса и рационального использования земель.

### 10.3. Рекультивация земель, нарушенных горными работами

В «Основах законодательства Союза ССР и союзных республик» о недрах сказано: «Пользователи недр обязаны обеспечить приведение земельных участков, нарушенных при использовании недр, в безопасное состояние, а также в состояние, пригодное для использования их в народном хозяйстве».

Восстановление (рекультивация) территорий, нарушенных горными работами, позволяет вернуть их полностью или частично для хозяйственного использования и значительно улучшить санитарно-гигиенические условия жизни населения в районах разработки месторождений.

Объекты рекультивации весьма многообразны:

карьерные выемки — при открытых разработках и зоны обрушений, провалов и просадок — при подземном способе; отвалы горных пород; хвостохранилища и шламонакопители перерабатывающих предприятий; золоотвалы ТЭЦ; территории, занятые под временные производственные и жилые сооружения; разрушение поверхности при строительстве дорог, трубопроводов, электросетей и др.

В соответствии с принятыми законоположениями об охране земель различают предупредительную (профилактическую), техническую, биологическую и строительную рекультивацию (рис. 10.3).

Предупредительная (профилактическая) рекультивация предусматривает снятие почвенного слоя перед нарушением территории.

Горнотехническая рекультивация — это комплекс работ (очистка территории, засыпка выемок и провалов, выравнивание площадок, террасирование и т. д.), проводимых горнодобывающими предприятиями для создания условий последующего использования нарушенных территорий.

Биологическая рекультивация — это комплекс агротехнических мероприятий по восстановлению и улучшению плодородия нарушенных земель, их озеленению, возвращению в сельскохо-

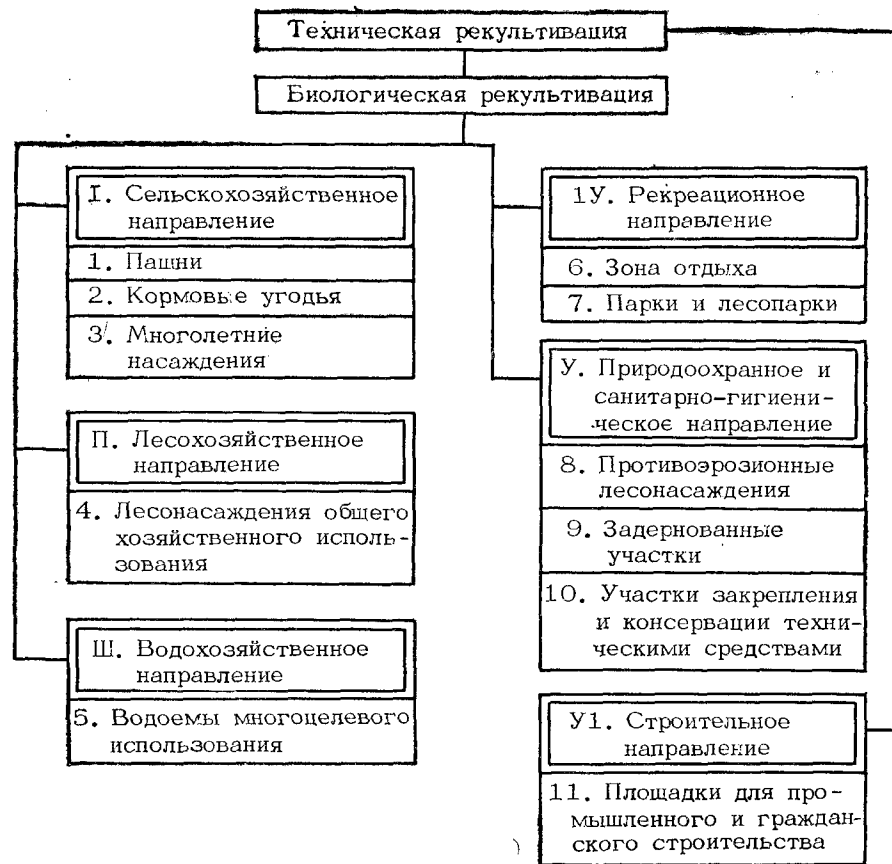


Рис. 10.3. Основные направления рекультивации и использования рекультивированных земель

зяйственное или лесное использование, а также освоение водоемов под рыбоводство, проводимое сельскохозяйственными организациями, лесхозами, рыбхозами и другими предприятиями. В биологическую рекультивацию входит и фитомелиорация, т. е. восстановление плодородия истощенных почв путем внесения удобрений, посева почвоулучшающих растений и другое для последующего возделывания сельскохозяйственных культур, садоводства и т. д.

Строительная рекультивация, выполняемая строительными, водохозяйственными и другими организациями, — это использование территорий под промышленные, жилищно-бытовые и культурные сооружения, создание спортивных зон отдыха, водоемов и т. п.

Отличительной чертой области, в которой действует рекультивация, является привлечение к решению ее задач многих наук:

геологии, географии, почвоведения, агрономии, биологии, гидрологии, гигиены и санитарии, экономики, социологии и ряда других.

Как показывает практика, этапы рекультивации складываются из многих направлений, которые обобщенно могут быть названы: геолого-почвенное, горнотехническое, биологическое, экономическое и организационное.

Геолого-почвенное направление призвано изучать агрохимические и агрофизические свойства горных пород, чтобы установить степень их пригодности для биологической рекультивации.

Горнотехническое направление призвано к инженерному решению (на основе исследований) технологических схем и созданию системного оборудования, обеспечивающих низкую стоимость выполнения горнотехнической рекультивации.

Биологическое направление связано с разработкой обоснованных рекомендаций по использованию устойчивых и высокопродуктивных видов растений и почвенных микроорганизмов для восстановления земельных площадей.

Экономическое направление методически увязывает оценку способов рекультивации с общей экономикой горного производства.

Организационное направление решает вопросы финансирования рекультивационных работ, определения размеров компенсаций за нарушение земель и установление сроков их выплаты землепользователю.

Выбор вида рекультивации производится с учетом следующих факторов: ценности земли в границах горного отвода и прилегающих к нему участков; географического положения и климата района; агрохимических свойств грунтов и отвальных пород; прогнозного заключения об уровне подземных вод, характера (рельефа) нарушенной поверхности; оценки затрат на горнотехническую и биологическую рекультивацию и ожидаемой эффективности; социальных условий и перспектив развития района.

В зависимости от характера нарушений поверхности, определяемых горнотехническими и природными факторами, образуются различные виды рельефа: выемки, гребни, плато, террасы. Очевидно, что в выемках целесообразно создавать искусственные водоемы (в отдельных случаях — спортивные сооружения) и проводить благоустройство прилегающей территории. Горизонтальные площадки уступов карьеров и отвалов (террасы) могут быть использованы для посадки леса, садов и виноградников или под застройку. Плато и системы гребней чаще всего осваивают для сельскохозяйственных или лесоводческих целей.

Сельскохозяйственной рекультивации подвергаются территории, рельеф которых удобен для работы почвообрабатывающих и посадочных машин. В этом смысле наиболее перспективными являются территории месторождений с пологим и слабонаклонным падением рудных тел (пластов), отработка которых подземным способом не сопровождается разрывами сплошности поверх-

ности и почвенный покров не претерпевает значительного разрушения.

Лесная рекультивация предусматривается на участках с рельефом, нарушенным горными работами и почти уничтоженным почвенным покровом. Лес в данном случае будет способствовать быстрому улучшению гидрогеологического режима ландшафта, снизит загрязнение вод, значительно улучшит санитарно-эстетическую обстановку, обеспечит ускорение почвообразовательных процессов и гумусонакоплений, будет способствовать повышению урожайности на прилегающих земельных массивах. В районах с развитым животноводством при отработке месторождений с неглубоким залеганием и благоприятными для травосеяния свойствами грунтов вскрыши гребни породных отвалов без предварительной планировки засевают травами и используют под пастбища. Такой рельеф с многочисленными водоемами, образованными за счет восстановления уровня подземных вод и благодаря атмосферным осадкам, благоприятен для пастбищного животноводства.

В силу радиоактивной загрязненности территорий уранодобывающих предприятий и прилегающих к ним земель выбор направлений их рекультивации ограничен.

Рекультивация нарушенных урановыми рудниками и карьерами земель осуществляется в четыре последовательных этапа: предупредительный, технический, дезактивационный и биологический (или строительный). Методы рекультивации и используемая при этом техника мало чем отличаются от применяемых на предприятиях других горнодобывающих отраслей промышленности.

Рекультивация денудационных нарушений осуществляется путем их засыпки пустыми породами с селективной укладкой фитотоксичных, радиоактивных, потенциальноплодородных пород и плодородного слоя почвы.

Карьерную выемку чаще всего используют для складирования промышленных и бытовых отходов с устройством на дне и бортах ее надежного противофильтрационного экрана.

Рекультивация платообразных отвалов и террикоников радиоактивных пород производится с использованием следующих методов:

1. Полная разборка отвалов и террикоников с захоронением пород и снятого радиоактивно загрязненного плодородного слоя почвы в специально отведенных местах (карьерных выемках, провалах, оврагах, балках и т. п.).

2. Частичная разборка отвалов и террикоников с захоронением этой части в специально отведенных местах, выполаживание откосов и покрытие их экранирующим и рекультивационным слоями.

3. Выполаживание откосов отвалов и террикоников, покрытие их поверхности экранирующим и рекультивационным слоями.

При открытой добыче руд целесообразно совмещать отвалообразование и технический этап рекультивации путем отсыпки в

местах, где закончено отвалообразование радиоактивных пород, по конечному контуру слоя пустых потенциально плодородных пород.

Для уменьшения выхода радона в атмосферу на поверхность отвалов дополнительно укладывается изолирующий или экранирующий слой.

Для санитарно-гигиенического направления рекультивации специальных требований к общей мощности покрывающих поверхность отвала пород нет. Он должен предотвращать пыление, уменьшать  $\gamma$ -излучение и радоновыделение.

Для сельскохозяйственного и рекреационного направления рекультивации общая мощность слоя пород, покрывающих радиоактивную поверхность отвала, должна быть не менее 1 м.

Рекультивация территорий, содержащих радиоактивно загрязненные почвы, производится путем их снятия и захоронения в специально отведенных местах (карьерных выемках, отвалах радиоактивных пород). В местах, где сняты радиоактивно загрязненные почвы, укладываются потенциальноплодородные породы и почва мощностью, аналогичной снятой, что позволяет достаточно быстро восстановить продуктивность почв.

После усадки рекультивационного слоя, при необходимости, производится ремонт этой поверхности, заключающийся в засыпке ям, прогибов и чистой планировке поверхности.

В случае дефицита пород и почв, пригодных для проведения технической рекультивации платообразных отвалов и террикоников, производится закрепление их поверхности химическими консервантами.

На землях участков ПВ, где в процессе эксплуатационных работ не предусматривалось снятие плодородного слоя почвы, радиоактивно и химически загрязненные почвы (глубина загрязнения может колебаться от 0,05 до 1,25 м) полностью снимаются и вывозятся в специально отведенные места для складирования. Эти места экранируются созданием гидрофобных прослоек для предотвращения боковой и глубинной миграции радиоактивных и химических веществ в почву и грунтовые воды.

На осушенной поверхности прудов-отстойников перед нанесением экранирующего и рекультивационного, а при необходимости и изолирующего слоев необходимо определить реакцию почвенного раствора загрязненных донных пород и в зависимости от этого произвести гипсование (при  $pH > 8,5 \div 9,0$ ) или известкование (при  $pH < 5,0$ ). Доза извести и гипса рассчитывается в зависимости от степени концентрации солей и кислотности.

Рекультивация траншей производится селективной засыпкой последних ранее вынутыми породами и почвой.

В настоящее время рекультивационные работы на горнодобывающих предприятиях практически осуществляются во всех странах мира и включают в себя комплекс мероприятий по технической, биологической рекультивации и другим видам восстановления, тесно увязанным с применяемой технологией горных работ.

Рекультивации в основном подвергаются отвалы и терриконы пустых пород, всевозможные деформации земной поверхности, загрязненные территории, остаточные горные выработки, промплощадки и транспортные коммуникации. Главным направлением рекультивации является восстановление нарушенных земель для использования их в качестве сельскохозяйственных и лесных угодий, а также под строительство, водоемы и лесопарки.

В некоторых странах успешно применяются ландшафтно-экологические принципы для обоснования рекультивации, которые заключаются во всестороннем анализе территории, подвергшейся разрушению.

В СССР работы по рекультивации земель, нарушенных горными работами, особенно активизировались в последнее время. Их начали проводить и на уранодобывающих предприятиях.

Таблица 10.4. Структура затрат по восстановлению территорий, нарушенных горными работами

Вид работы	Удельный вес в общих затратах, %		
	Площадка I	Площадка II	Площадка III
Бульдозерные работы	36,0	4,5	3,6
Экскавация	10,1	10,7	11,5
Транспортировка загрязненной почвы, потенциально плодородных пород и плодородного слоя почвы	30,7	66,8	53,9
Дробление негабаритов	0,1	—	0,8
Вода на пылеподавление	14,0	0,2	1,5
Содержание поливочной и заправочной машины	0,6	3,2	1,7
Приобретение горнотранспортного и электроосветительного оборудования	8,4	12,3	20,0
Биологическая рекультивация	—	0,3	7,0
Прочие	0,1	2,0	—
<b>Итого</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

В табл. 10.4 приведена структура затрат на восстановление территории, нарушенной горными работами на различных площадках. Анализ структуры затрат показывает, что наибольший удельный вес в стоимости восстановления 1 га нарушенных земель занимает транспортировка загрязненной почвы, потенциально плодородных пород и плодородного слоя почвы, изменяясь в интервале от 30,7 до 66,8 %; значительный вес занимают также приобретение горнотранспортного и электроосветительного оборудования (8—20%), экскавация (10—12%) и бульдозерные работы (3—36%). Уменьшение расстояния транспортирования позволяет сократить расходы на эти виды работ.

Затраты на рекультивацию 1 га нарушенных территорий колеблются в очень широких пределах, от 10 до 30 тыс. руб., и зависят в основном от направления рекультивации, схемы и технологии ее проведения, наличия специализированных участков рекультивации и прочих факторов средств комплексной механизации и мелиорации почв и прочих факторов.

#### 10.4. Основные направления рационального использования земель при подземной добыче руд

Системное улучшение использования земельных ресурсов подземными рудниками можно предложить в виде схемы, объединяющей две группы мероприятий: предохранительные и восстановительные (рис. 10.4).

В первую группу входят мероприятия, выполняемые на стадии проектирования, строительства и эксплуатации и предусматривающие рациональные территориально-планировочные решения и максимально возможное сокращение непосредственного и косвенного воздействий на земли.

В процессе эксплуатации, а также после ее окончания выполняется система восстановительных мероприятий, включающая землевание, мелиорацию и рекультивацию.

Таким образом, в процессе горного производства представляется возможность рационально использовать земельные ресурсы и существенно улучшить качество как этих земель, так и малопродуктивных угодий.

Рассмотрим решение этих вопросов применительно к подземным рудникам, работающим в самых различных условиях, в том числе в районах высокоценных земель. Открытая разработка урановых месторождений в основном разрешена только в аридных зонах, в малонаселенных районах с неиспользуемыми и малоценными землями.

Промплощадку подземного рудника и связанные с ним отвалы пустых пород и забалансовых руд, очистные сооружения, подъездные пути и т. п. следует по возможности размещать на землях несельскохозяйственного назначения или непригодных для сельского хозяйства. Если такие земли отсутствуют, необходимо выбирать на сельскохозяйственных угодьях участки худшего качества.

Планировка площадки рудника должна обеспечивать наиболее благоприятные условия для производственного процесса и труда на предприятии, рациональное и экономное использование земельных участков и наибольшую эффективность капитальных вложений.

В генеральном плане подземного рудника предусматривается: функциональное зонирование территории с учетом технологических связей, санитарно-гигиенических и противопожарных требований;

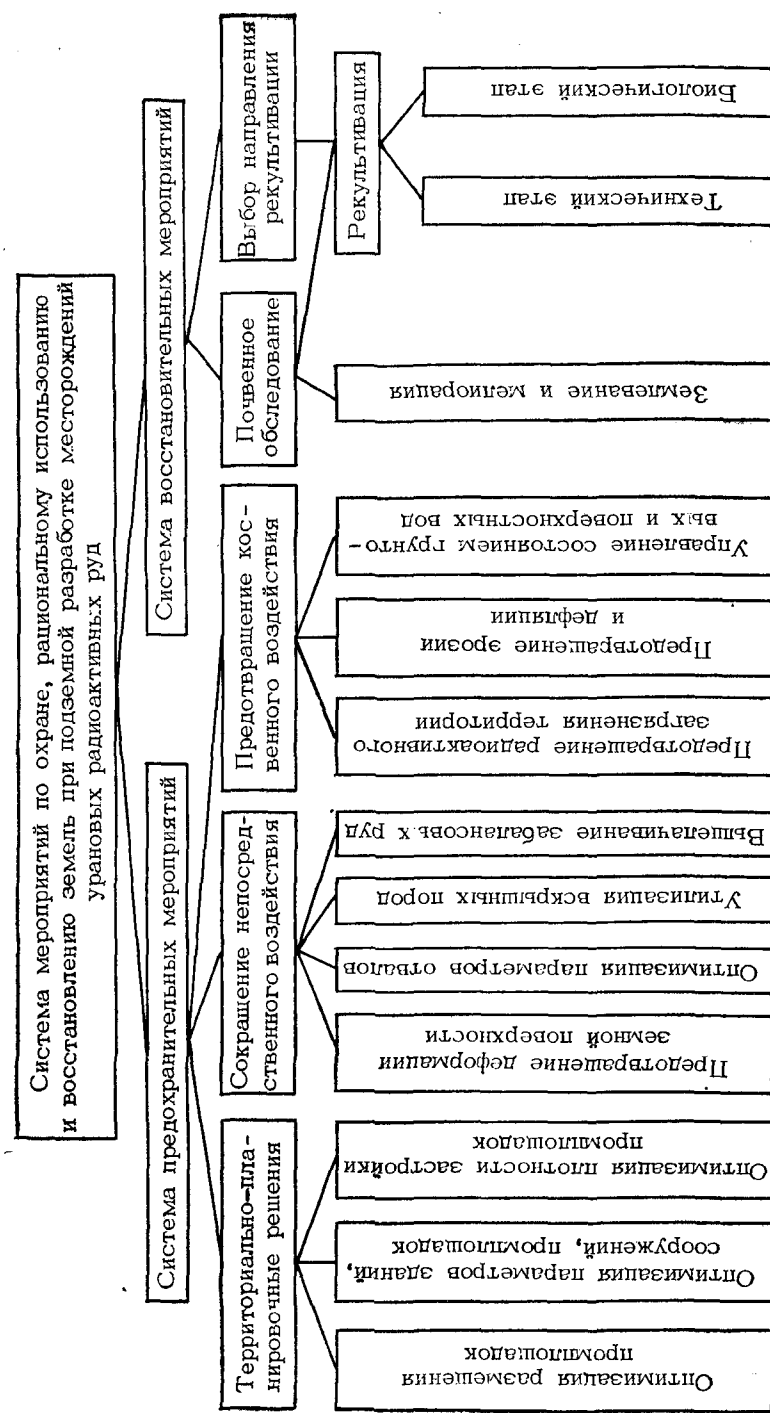


Рис. 10.4. Система мероприятий по охране, рациональному использованию и восстановлению земель при подземной разработке месторождений радиоактивных руд

Таблица 10.5. Рекомендуемые размеры составных частей промплощадок подземных рудников

Вид	Наименование промплощадок	Размеры составных частей промплощадки рудника, га		
		большой производительности	средней производительности	малой производительности
Промплощадка основного производства	Площадка надшахтного комплекса главного и вспомогательного стволов с РОФ	18	15	11
	То же без РОФ	16	13	9
	Площадка надшахтного комплекса главного ствола	10	8	6
	Промплощадка надшахтного комплекса вспомогательного ствола	9	7	5
	Площадка надшахтного комплекса вентиляционного ствола	9	1,5	1
	Площадка закладочного комплекса	3	2,5	2
Промплощадка вспомогательных производств	Площадка базы механизации	1,5	1	1
	Площадка базы стройиндустрии	6	5	4,5
	Площадка материально-технической базы	2,5	2	2
	Площадка базы отдела рабочего снабжения	5	4	3,5
	Площадка пожарного депо и ВГСЧ. Площадка базисного склада ВМ	1	0,8	0,6
		3	2,5	2

экономное использование территории при необходимых и обоснованных резервах для расширения предприятий, при последующей оптимизации объектов производства и технологии работ; возможность осуществления строительства и ввода в эксплуатацию пусковыми комплексами или очередями; возможность последующего использования твердых отходов производства; защиту прилегающих территорий от загрязнения, эрозии, заболачивания и закисления; восстановление (рекультивацию) отведенных во временное пользование земель, нарушенных при строительстве.

В зависимости от схемы вскрытия месторождения различают три варианта расположения промплощадок подземных рудников (см. табл. 10.3).

Промплощадка любого рудника состоит из двух частей: основной и вспомогательной.

Сооружения основной промплощадки непосредственно связаны с эксплуатацией месторождения, их размещение обусловлено



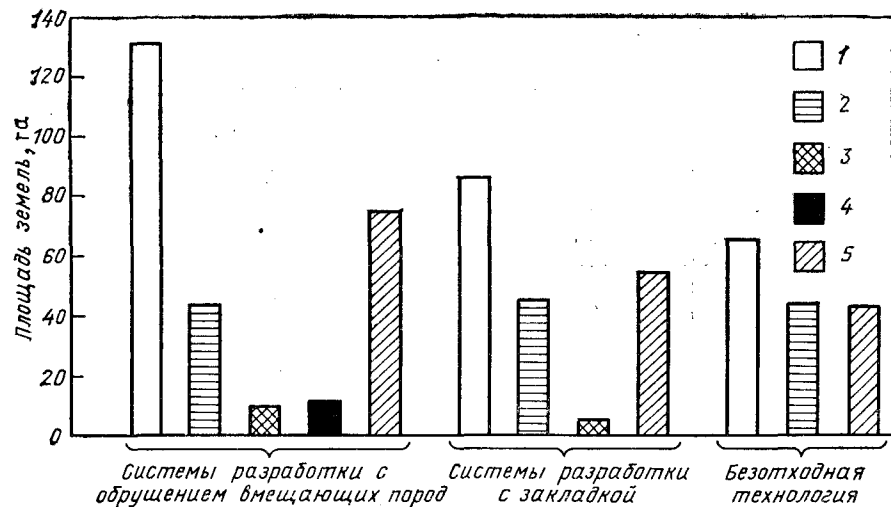


Рис. 10.5. Структура земельного отвода при различных системах разработки и его площади:

1 — всего отвода; 2 — застройки; 3 — отвалов; 4 — провалов; 5 — санитарно-защитных зон

объективными причинами и экономической нецелесообразностью переноса на значительные расстояния.

Сооружения вспомогательной промплощадки для служб, не связанных с эксплуатацией месторождения, могут быть отнесены на земли худшего качества. Пример разделения и размеры промплощадок рудников приведены в табл. 10.5.

Принципиальное значение для рационального землепользования имеет выбор технологии отработки месторождения. На рис. 10.5 показаны площади и структура земельного отвода при отработке рудника системами с обрушением вмещающих пород, с закладкой выработанного пространства и при безотходной отработке месторождения.

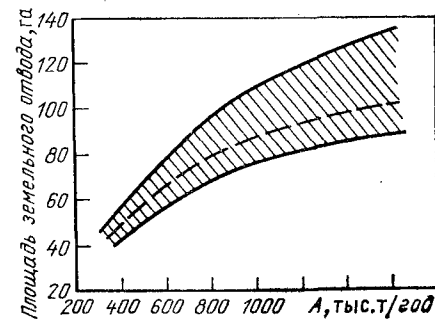
Установленная закономерность изменения площади земельного отвода от способа разработки и производительности рудника дает основания к созданию нормативов отвода земель для подземных рудников различной производительности (рис. 10.6), которые могут изменяться в известных пределах в зависимости от ценности отторгаемых для несельскохозяйственных нужд земель.

По принятому в настоящее время порядку предприятия, в том числе горные (технологии которых можно отнести к наиболее землеемкой), должны компенсировать стоимость изымаемых земель. По всем республикам страны установлены нормативы определения стоимости освоения новых земель вместо сельскохозяйственных угодий, изымаемых для несельскохозяйственных нужд.

Районы расположения рудников существенно (в 5—10 раз) различаются хозяйственной ценностью занимаемых ими земель, о чем можно судить по данным [35].

Рис. 10. 6. Нормы отвода земель для подземных рудников различной производительности:

— пределы изменения; - - - среднее значение



По существующему законодательству горные предприятия должны по окончании отработки вернуть (рекультивировать) земли для их хозяйственного использования. Значимость рекультивации (с учетом социальных факторов) возрастает в связи с увеличивающейся концентрацией горного производства в отдельных районах (густонаселенных, с традиционным сельскохозяйственным производством и др.).

Рекультивация этих земель осуществляется по мере ведения горных работ или сразу после их завершения. Вид и стоимость рекультивации зависят от характера нарушения земель.

Действующей в настоящее время типовой методикой определения экономической эффективности капитальных вложений не предусмотрена экономическая оценка земель и других природных ресурсов, не определяется эффективность мероприятий по восстановлению нарушенных земель, а затраты эти велики и ущерб при их учете может быть значителен.

Известно, что расходы на рекультивацию при добыче уранового сырья во Франции повысили себестоимость 1 т добытого сырья на 5%. В Великобритании расходы на горнотехническую рекультивацию составляют 7,8—26% общей стоимости контракта на разработку месторождения; если к этому добавить затраты на биологическую рекультивацию, проводимую в течение 5 лет, то общие расходы на рекультивацию возрастут до 11,4—27,6% [36, 37].

В нашей стране капитальные вложения на охрану окружающей среды в проектах современных промышленных предприятий составляют от 5 до 20% их общей стоимости.

### 10.5. Консервация и ликвидация урановых рудников и карьеров

Среди множества проблем, существующих в горной промышленности, есть такая, о которой обычно упоминается вскользь, но которой в уранодобывающей отрасли должно быть уделено более серьезное внимание. Имеется в виду судьба горных выработок

законсервированных рудников, а также выработок, пройденных с целью разведки.

В технической литературе не известны какие-либо описания деталей консервации подземных рудников. Можно лишь предположить, что и для первых, и для вторых выполняется тот необходимый объем консервационных работ, который предписывается горным законодательством: надежное перекрытие доступа в горные выработки и обозначение возможной зоны обрушения.

В целом проблема консервации урановых рудников заслуживает более пристального внимания, поскольку они являются центрами длительных и интенсивных эрозионных процессов, изменения рельефа земной поверхности и ландшафта, а главное — источниками радиоактивного загрязнения окружающей среды.

Проблемы сохранения законсервированных горных выработок для предотвращения их влияния на окружающий горный массив достаточно успешно решается при системах разработки с закладкой выработанного пространства, что резко ограничивает влияние горных выработок на природный массив в любое время после консервации рудника.

Системы с открытым выработанным пространством применяют, как известно, в тех случаях, когда руда и вмещающие породы обладают достаточно высокой устойчивостью. Например, выработки и выработанные пространства предприятий по добыче известняка сохраняются столетиями. Этим, очевидно, и руководствуются при оставлении пустот на законсервированных урановых рудниках, применяющих системы с открытым выработанным пространством, особенно камерно-столбовые системы.

В какой-то степени это оправдано, если горные работы ведутся на больших глубинах. Обрушение, сколько долго оно бы ни развивалось, почти не скажется на поверхности. Но забвение потенциальной опасности в конце концов может привести к нежелательным последствиям. Поэтому в специальных разделах проектов эксплуатации должны быть отражены вопросы ликвидации урановых рудников.

Во-первых, в констатирующей части такого раздела должен быть отражен характер ликвидации рудника: объем оставшихся непогашенными выработанных пространств, горизонтальных подготовительных и капитальных выработок, стволов, штолен, наклонных вскрывающих выработок — для рудников подземной добычи; производственных сооружений и зданий, служебных помещений, производственных площадок и дорог, различных конструкций и машинного оборудования, неиспользованных материалов, других материальных ценностей, отвалов бедных и забалансовых руд, производственных свалок, шурфов, скважин, канав, других выемок, случайных навалов пустых или слабордиоактивных пород — для рудников подземной и открытой добычи.

Поскольку в большинстве случаев бессмысленно уничтожать и захоронивать материальные ценности, которые можно и далее использовать по прямому своему назначению (машинное оборуду-

дование, конструкции, материалы и др.) или в другом качестве (производственные и служебные помещения), в проекте должно быть указано на необходимость проведения дезактивации всего, что остается на территории для дальнейшего использования, и загрязненных радиоактивностью отдельных участков земной поверхности. В связи с тем что дезактивацию проводят по специально составленным инструкциям или в соответствии с иными законодательными документами, в проекте должна быть ссылка на соответствующий документ и сделаны, если это необходимо, дополнения и пояснения.

Из того, что связано с возможным радиоактивным загрязнением окружающей среды в будущем, можно отметить следующее. На территории рудника на неопределенное время могут быть оставлены отвалы бедных и забалансовых руд. В связи с этим в проекте необходимо предусматривать работы по обеспечению радиационной безопасности для населения со стороны этих источников радиоактивности по предотвращению выпаса в окружающую среду радиоактивных элементов из отвалов.

Если отвалы загрязненных пород и забалансовых руд расположены относительно недалеко от населенного пункта (3—5 км), их лучше всего подвергнуть полноценной биологической рекультивации, т. е. соответствующим образом спланировать, покрыть слоем нейтральных пород, слоем почвы и высадить подходящие растения, а прилегающие земли дезактивировать и также засадить растениями.

Если отвалы находятся далее 5 км от населенного пункта, можно ограничиться более простой их стабилизацией, например покрыть их слоем гравия, щебенки, слоем связующего материала (глины, суглинков). В этом случае целесообразно их огородить и выставить предупреждающие знаки. Естественно, что расстояние от изгороди до отвала должно соответствовать установленной ширине санитарно-защитных зон для различных радоновыделяющих объектов.

В горных районах после ликвидации рудников на поверхность могут поступать рудничные воды, выносящие уран, радий, радон и другие радионуклиды. По-видимому, в проекте лучше всего предусмотреть очистку этих вод перед сбросом в гидрографическую сеть. В крайнем случае их необходимо забирать в трубопровод или в бетонированный закрытый лоток и самотеком отводить в ближайший природный водоток. Если при этом не обеспечивается разбавление рудничных вод до необходимого уровня радиоактивности, следует предусмотреть подпитку водотока чистой водой.

Перечень приведенных выше мероприятий не исчерпывает всего возможного, но нацеливает на поиски новых технических решений в этой области.

Мировая горная практика к настоящему времени располагает достаточным арсеналом знаний и средств для обеспечения безопасности существования законсервированных рудников подземной добычи. Самый надежный из способов предотвращения влияния

горных работ на земную поверхность — применение систем разработки с закладкой и погашением всех образовавшихся под землей пустот, в том числе транспортных и других выработок. Обычно способ специального погашения всех пустот путем их закладки дорог и к нему не прибегают, хотя в отдельных случаях, например при необходимости удаления с поверхности хвостовых отвалов гидрометаллургического завода, он может стать даже желательным. Считают достаточным, основываясь на соответствующих расчетах, укреплять выработанные пространства частичной закладкой или бутовыми полосами, а транспортные и другие выработки — породными перемычками. Стволы засыпают полностью, но чаще — отдельные их секции.

Таким образом, в настоящее время при добросовестном выполнении требований консервации все наиболее опасные последствия отдаленного влияния горных работ на подработанный породный массив, земную поверхность, радиационное загрязнение окружающей среды могут быть успешно предотвращены.

## Глава 11

### ОСНОВНЫЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ НАПРАВЛЕНИЯ ДАЛЬНЕЙШЕГО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Современная минерально-сырьевая база по добыче радиоактивных руд характеризуется систематическим увеличением глубины разрабатываемых месторождений в освоенных районах и крайне неравномерным территориальным размещением известных разведанных запасов во вновь осваиваемых районах. В связи с этим темпы научно-технического прогресса при добыче радиоактивных руд должны существенно опережать темпы ухудшения горнотехнических и экономико-географических условий их эксплуатации. В этих целях необходимо ускоренное освоение наиболее благоприятных месторождений при сокращении сроков их промышленной оценки, совмещения во времени детальной разведки, проектирования, вскрытия и подготовки месторождений, укрупнение горных предприятий и сокращение на этой основе удельного объема горно-капитальных и горно-подготовительных работ, снижение трудоемкости горных работ на основе их технического перевооружения на машины с электрогидроприводом, комплексной механизации и автоматизации основных и вспомогательных процессов добычи, повышение извлечения руд с переносом целого ряда первичных процессов их переработки и обогащения в подземные условия с захоронением отходов в выработанное пространство. Реализация этих направлений и определяет возможность организации безотходной добычи радиоактивных руд.

#### 11.1. Оценка безотходности технологических процессов горного производства

Решение вопросов утилизации отходов горноперерабатывающего уранового производства (см. гл. 7—9) свидетельствует о целесообразности создания «гор-

ной экотехнологии», т. е. безотходного производства урановых рудников. Актуальность такой проблемы объясняется прежде всего радиоактивностью основной массы отходов добычи и переработки урановых руд и тем, что практически вся выдаваемая из-под земли горнорудная масса после извлечения из нее металла попадает в отходы. В этом отличие месторождений радиоактивных руд от других добывающих отраслей, где отходы существенно ниже.

По уровню использования отходов горное производство может быть отнесено к одному из следующих классов:

1. Без использования отходов ( $K_{ио} = 0 \div 0,1$ ).
2. С частичным использованием ( $0,1 < K_{ио} < 0,5$ ).
3. Малоотходное производство ( $0,5 \leq K_{ио} < 0,9$ ).
4. Безотходное производство ( $K_{ио} = 0,9 \div 1,0$ ).

Здесь  $K_{ио}$  — коэффициент полезного использования  $i$ -го вида отходов, равный отношению количества используемых отходов данного вида  $q_i$  к общему их количеству  $Q_i$ :

$$K_{ио} = \sum_{i=1} q_i / \sum_{i=1} Q_i.$$

Согласно приведенной в гл. 8 классификации рудничных вод составлена схема их использования (см. рис. 8.4). В соответствии с существующими санитарными правилами в естественные водоемы могут поступать только чистые или очищенные рудничные воды, которые используются в дальнейшем для пополнения запасов поверхностных вод, а при острой нехватке воды в районе — идут на нужды других отраслей народного хозяйства. Поэтому рудничные воды являются ценным ископаемым, получаемым в процессе горного производства, что необходимо учитывать. Коэффициент использования жидких отходов (рудничных вод) может быть выражен следующим образом:

$$K_{ио}^B = Q_B - q_{нв} / Q_B,$$

где  $q_{нв}$  — количество сбрасываемых неочищенных вод.

Количество твердых отходов горноперерабатывающего производства и со-

Т а б л и ц а 11.1. Определение выхода твердых радиоактивных отходов и содержания в них металла

Вид отходов	Количество отходов	Содержание металла в отходах
Забалансовые руды	$1 - \gamma_p$	$\frac{\alpha_p (1 - \epsilon_p)}{1 - \gamma_p}$
Хвосты РОФ	$\gamma_p \gamma_\phi (1 - \gamma_m) (1 - \gamma_0)$	
Хвосты кучного выщелачивания	$\gamma_p \gamma_\phi (1 - \gamma_m) (1 - \gamma_0) + (1 - \gamma_p) K_B$	$\frac{\alpha_p \epsilon_p \epsilon_\phi (1 - \epsilon_m) (1 - \epsilon_0)}{\gamma_p \gamma_p (1 - \gamma_m) (1 - \gamma_0)}$
Хвосты ГМЗ	$\gamma_p (1 - \gamma_\phi) + \gamma_p \gamma_\phi \gamma_m + \gamma_p \gamma_\phi (1 - \gamma_m) \gamma_0$	

Примечание.  $\alpha_p$  — содержание металла в добытой массе;  $\gamma_p$ ,  $\gamma_\phi$ ,  $\gamma_m$ ,  $\gamma_0$  — выход соответственно кондиционной руды (в долях ед. от всей добытой массы), фабричной, мелкой (несортируемой) руды и концентрата РОФ;  $\epsilon_i$  — то же — показатели извлечения металла в классы;  $K_B$  — доля забалансовых руд, направляемых на кучное выщелачивание.

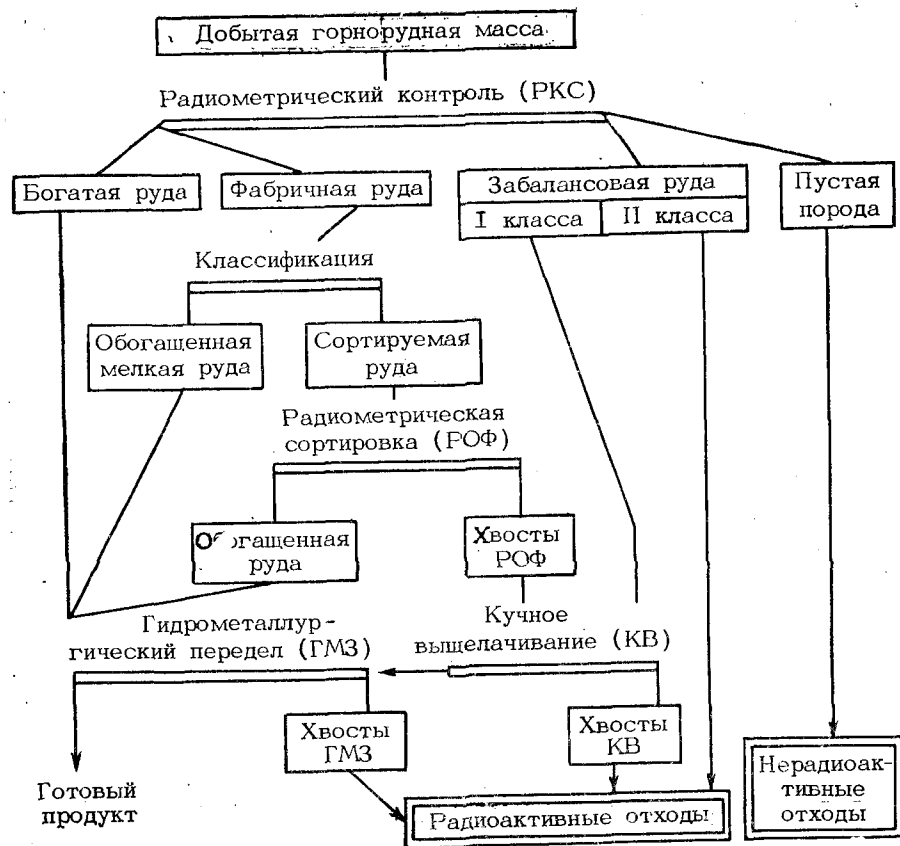


Рис. 11.1. Схема формирования радиоактивных отходов при добыче и переработке руд

держание металла по каждому из них может быть определено в соответствии со схемой (рис. 11.1, табл. 11.1).

## 11.2. Технологические основы безотходной добычи радиоактивных руд

Сокращение выхода и использование отходов добычи и переработки руд для приготовления закладки, строительных нужд предприятия, в смежных отраслях народного хозяйства свидетельствуют о технической возможности и экономической целесообразности создания малоотходной, а в перспективе и безотходной технологии добычи на некоторых подземных урановых рудниках.

Максимальное сокращение выхода твердых отходов при ведении горных работ достигается следующим образом.

1. При уменьшении объемов горнопроходческих работ путем:
  - повышения до оптимальных пределов высоты этажа;
  - создания концентрационных горизонтов и подготовки промежуточных гори-

зонтов с помощью восстающих и спиральных съездов в пределах зоны оруденения;

увеличения (в допустимых по горногеологическим и горнотехническим условиям пределам) параметров очистных блоков;

повышения концентрации горных работ и интенсивности очистной выемки; применения схем централизованной и групповой подготовки залежей и блоков;

перехода по возможности с полевой на рудную подготовку и нарезку блоков; внедрения схем прямого выпуска руды, позволяющих сократить объем проходческих работ в днищах блоков;

применения набрызг-бетонной и штанговой (в том числе сталеполлимерной) крепи, позволяющей сократить сечение выработок;

использования как вспомогательных вентиляционных, закладочных, хозяйственных и других вертикальных и наклонных выработок, пройденных бурением.

2. При снижении примешивания пустых пород, забалансовых руд в процессах добычи руды путем:

применения оптимизированных по потерям и разубоживанию руды вариантов систем разработки;

установления рационального порядка отработки рудных залежей, особенно на участке интенсивного проявления горного давления;

улучшения организации и качества геолого-маркшейдерских работ;

совершенствования методики определения и нормирования потерь и разубоживания руды;

повышения производственной и технологической дисциплины при очистной выемке;

увеличения интенсивности очистной выемки и, прежде всего, интенсивности выпуска;

внедрения плановых выпусков, особенно при выпуске под обрушенными породами;

установления нормативов времени на отработку блоков (залежи);

расширения применения на проходческих и очистных работах мобильной самоходной техники, позволяющей уменьшить объем ПНР по пустым породам, осуществлять селективную отбойку, погрузку и доставку руд и пород;

применения для отбойки руды скважин малого диаметра и схем БВР, позволяющих уменьшить разубоживание руды и сейсмическое воздействие взрыва на массив вмещающих пород и закладку;

забойной сортировки горной массы в бункерах самоходных машин и на виброкомплексах;

использования методов материального стимулирования за снижение разубоживания руды.

3. При размещении части отходов под землей без выдачи на поверхность посредством:

сокращения объемов выдачи пустых пород от проходки горных выработок и направления их для закладки отработанных блоков;

забойной сортировки горной массы и оставления отсортированной пустой породы в очистном пространстве;

подземной сортировки горной массы и направления отходов в выработанное пространство;

перехода на подготовку и отработку залежей в восходящем порядке в пре-

делах нескольких этажей, вскрытых с помощью концентрационных горизонтов, и направления всех пород из проходимых выработок в очистное пространство нижележащих блоков;

складирования некондиционных руд в отдельно расположенных камерах с целью их возможного выщелачивания в будущем.

Одним из основных направлений создания малоотходного и безотходного горного производства является разработка месторождений с закладкой. При этом прежде всего под землю должны направляться наиболее опасные — радиоактивные отходы.

Количество отходов, которые можно утилизировать при заполнении выработанного пространства рудника, определяется из выражения:

$$q_a = kbA/\rho,$$

где  $k$  — суммарный расход материалов (отходов) на  $1 \text{ м}^3$  закладки, т;

$$k = \sum a_i k_j,$$

$a_i$  — удельный вес применяемого  $i$ -способа закладки выработанного пространства (твердеющей или сыпучей) на конкретном предприятии, доли ед.  $k_j$  — количество отходов определенного  $j$ -вида в  $1 \text{ м}^3$  закладки  $i$ -способа, т;  $b$  — коэффициент, учитывающий незакладываемые выработки и пустоты, доли ед. ( $b = 0,9 \div 0,95$ );  $A$  — объемы пустот, которые возникают на руднике вследствие ведения очистных работ,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;  $\rho$  — объемная масса,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Количество отходов, используемых для других целей и отраслей народного хозяйства  $q_{нх}$ , определяется специальным расчетом.

Количество отходов, которые могут быть полезно использованы,  $q_n$  определяется:  $q_n = q_a + q_{нх}$ .

Тогда уровень безотходности производства  $K_{но}$  для подземного рудника

$$K'_{но} = q_n/Q'_o = (q_a + q_{нх})/(Q_n + Q_z + Q_p),$$

где  $Q_n$  — выход пустых пород;  $Q_z$  — выход забалансовых руд;  $Q_p$  — выход руды. Для горноперерабатывающего производства

$$K''_{но} = q_n/Q''_o = (q_a + q_{нх})/(Q_n + Q_z + Q_p + Q_r),$$

где  $Q_r$  — сырье, используемое в процессах переработки.

Как показывают расчеты, проведенные для целого ряда подземных рудников, количество твердых отходов обычно меньше, чем количество материалов, необходимое для закладки выработанного пространства, что показывает возможность создания безотходной технологии подземного рудника. Схема осуществления такой технологии на одном из крупнейших урановых рудников показана на рис. 11.2.

Но если рассматривать горное и перерабатывающее производство (включая ГМЗ) как единое целое, количество отходов уже значительно превышает возможности их утилизации на самом предприятии. Поэтому к утилизации отходов горноперерабатывающих производств, направляемых для закладки, необходимо подходить с учетом не только экономических показателей, но и степени отрицательного влияния отходов на окружающую среду и санитарно-гигиенические условия в местах их хранения. На рис. 11.3 показана возможная структура твердых отходов добычи и переработки радиоактивных руд и варианты их использования, а в табл. 11.2 приведено их экономическое сравнение (КЗ — капитал-

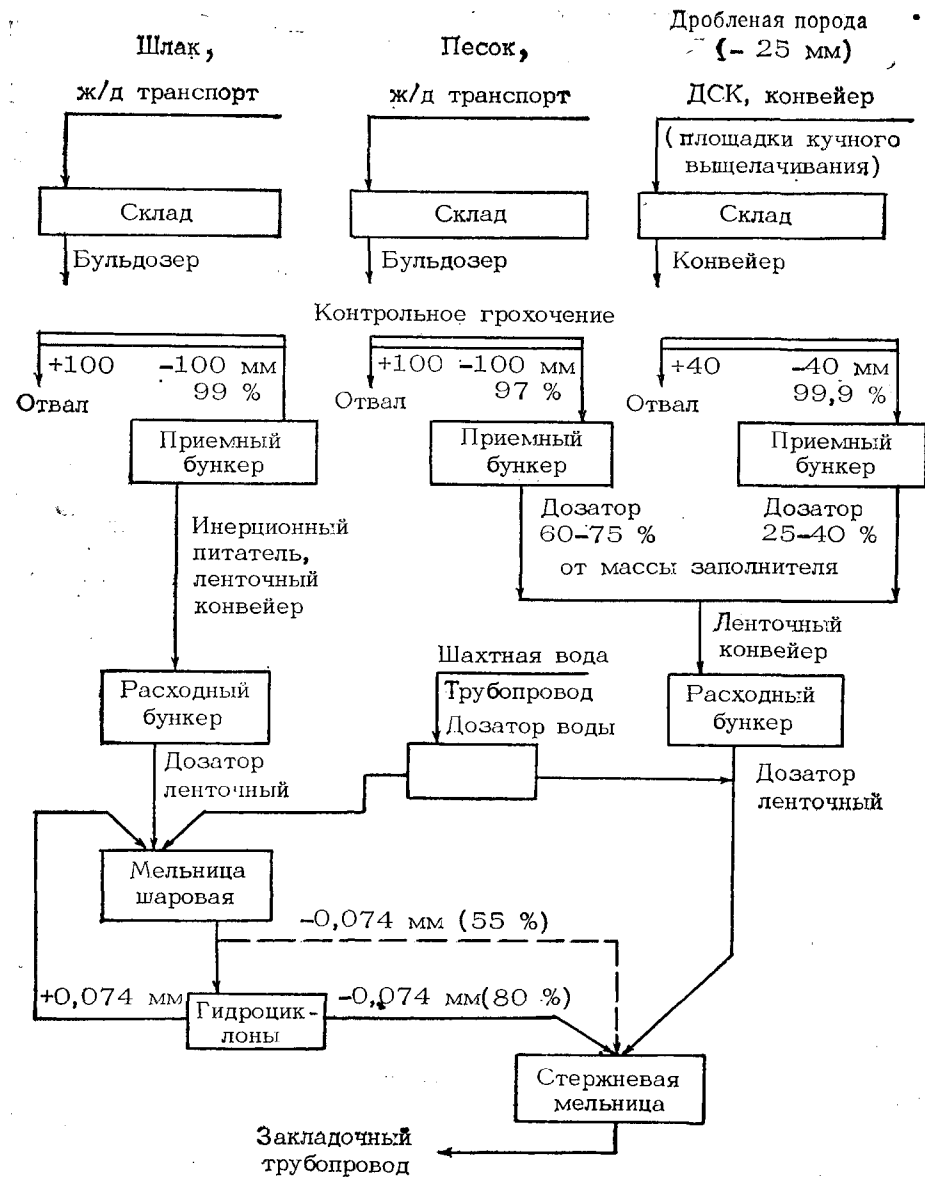





Рис. 11.2. Технологическая схема закладочного комплекса с использованием твердых и жидких отходов рудника

Вид и количество отходов	Варианты использования отходов		
	I ( $K_{ио} = 0,38$ )	II ( $K_{ио} = 0,52$ )	III ( $K_{ио} = 0,78$ )
	Хвостохранилище	Хвостохранилище	Хвостохранилище
			Закладка выработанного пространства
	Закладка выработанного пространства	Закладка выработанного пространства	Вьшелачивание и использование внутри производства
			Подземное складирование
			Использование для внутрихозяйственных нужд
	Закладка выработанного пространства	Использование для народного хозяйства	Использование для народного хозяйства

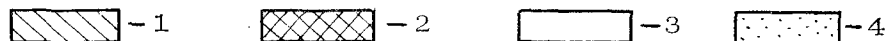


Рис. 11.3. Структура твердых отходов добычи и переработки радиоактивных руд предприятия и возможные варианты их использования:

1 — пустые породы; 2 — забалансовые руды; 3 — хвосты РОФ; 4 — хвосты ГМЗ

ные затраты, С — себестоимость, ПЗ — приведенные затраты). И хотя применение комбинированной закладки с использованием дробленых и недробленых пород экономически наиболее выгодно, все же утилизация хотя бы части хвостов ГМЗ для твердеющей закладки позволит:

- снизить потребность в землях, отводимых под хвостохранилища;
- заменить дорогой привозной или специально добываемой песок на местный мелкий заполнитель;
- исключить порожние обратные рейсы транспорта, доставляющего руды на переработку;
- улучшить санитарно-гигиеническую обстановку в районах добычи и переработки руд.

Использование хвостов ГМЗ в закладку позволит создать малоотходное горноперерабатывающее производство с коэффициентом использования отходов 0,5—0,8.

Возможности создания безотходной технологии должны быть проверены для каждого конкретного рудника, так как многое здесь зависит не только от количества и свойств самих отходов, но и технологии их выделения. Например, наличие в отвальных песках глин с большим количеством гидрослюд делает их малопригодными для твердеющей закладки, а при мокром удалении золы, принятом на большинстве ТЭЦ, теряются их вяжущие свойства.

Создание безотходной технологии наталкивается на ряд проблем, которые должны решаться уже в настоящее время.

Одна из таких проблем связана с утилизацией забалансовых руд. Сущест-

Таблица 11.2. Экономические показатели различных вариантов утилизации твердых отходов в закладку для одного из рудников

Вид закладки	Наименование отходов	Затраты на складирование 1 т отходов, руб./т		Затраты на подготовку 1 т отходов для закладки, руб./т		Затраты на приготовление 1 м <sup>3</sup> закладки, руб./м		Суммарные затраты по утилизации на 1 т отходов в закладку, руб./т	
		КЗ	С	КЗ	С	КЗ	С	КЗ	С
Твердеющая	Хвосты ГМЗ	0,79	1,18	1,27	1,142	8,22	4,7	7,27	3,28
	Хвосты РОФ	0,41	0,41	0,46	1,142	8,22	4,7	7,73	4,2
	Пустые породы	0,33	0,25	0,29	1,48	6,44	4,33	6,04	4,05
Комбинированная	40 % недробленых пород, 60 % хвосты ГМЗ	0,61	0,18	0,88	0,82	5,03	3,543	3,76	2,5
	40 % недробленых пород, 60 % хвосты РОФ	0,38	0,35	0,396	0,82	5,03	3,54	4,01	3,13
Комбинированная	40 % недробленых пород, 60 % дробленых пород	0,33	0,25	0,29	1,02	3,96	3,33	2,98	3,03
	40 % дробленых пород, 60 % дробленых пород	0,33	0,25	0,29	1,02	3,96	3,33	2,98	3,03

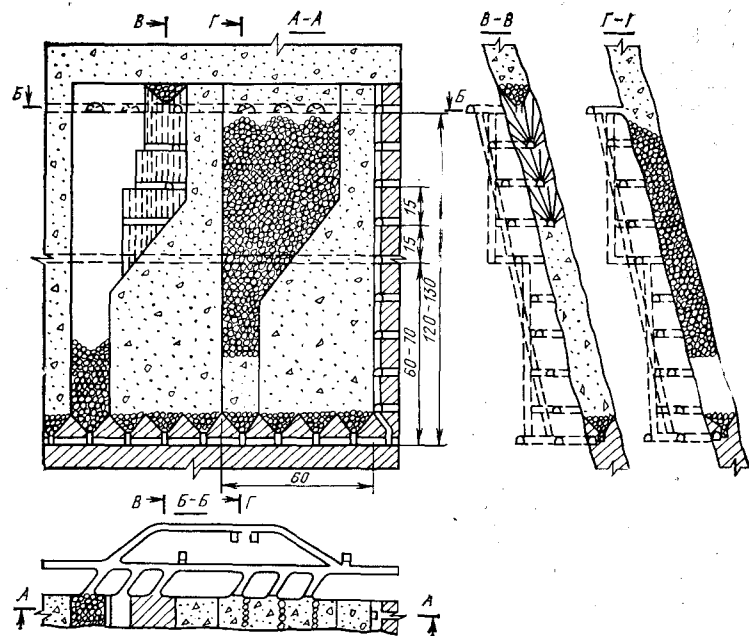


Рис. 11.4. Схема складирования забалансовых руд в подземных камерах

вующее в настоящее время складирование этих руд без специальных мероприятий ведет к их естественному выщелачиванию, загрязнению окружающей территории и потерям металла.

Проблема может быть решена двумя способами: либо кучным выщелачиванием забалансовых руд и хвостов обогатительных фабрик (с последующим использованием в твердеющую закладку или для других целей), либо их складированием с разработкой специальных мероприятий против загрязнения окружающей среды (создание предохранительных водоупорных экранов и покрытий, строительство гидрозакритных завес, использование различных средств пылеподавления).

Эффективным может оказаться подземное складирование некондиционных руд в отдельно расположенных камерах. Оно обеспечивает поддержание боковых стенок данных камер и позволит в будущем выщелачивать металл из руд на месте их складирования (рис. 11.4).

Одна из схем размещения забалансовых руд в чаше ранее отработанного карьера с выщелачиванием их на месте складирования показана на рис. 11.5. После заполнения карьера и выщелачивания оставшегося полезного компонента территория рекультивируется.

На рис. 11.6 показана технологическая схема выщелачивания хвостов обогащения некондиционных (забалансовых) руд с их использованием для заполнения выработанного пространства. Рудное тело обрабатывается камерами 1. Выданная на поверхность руда подвергается предварительной сортировке. Кондиционную часть руды перерабатывают на обогатительной фабрике 2. Хвосты

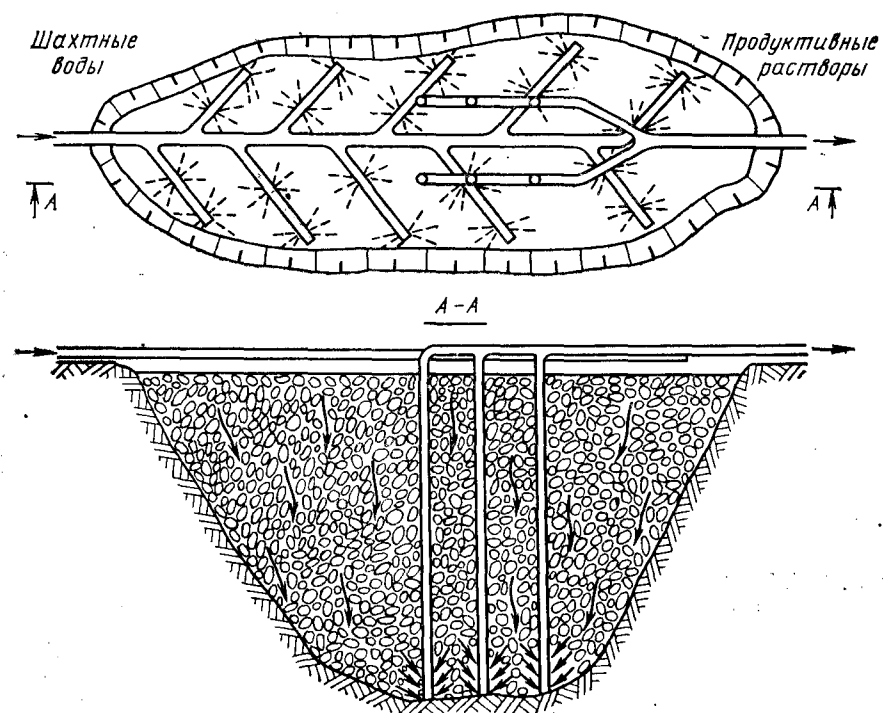


Рис. 11.5. Технологическая схема выщелачивания урана из некондиционных руд, заскладированных в отработанном ранее карьере

обогащения и отсортированную руду направляют в специальный подземный бункер или камеру-накопитель 3 (для этого могут быть использованы камеры ранее отработанных блоков). После заполнения камеры-накопителя хвосты обогащения и забалансовые руды перепускают под собственным весом в ниже расположенную камеру 4, в которой материал подвергается выщелачиванию. Продуктивный раствор насосами 5 подают на поверхностную или подземную перерабатывающую установку, а маточный раствор направляют для доукрепления. После окончания выщелачивания отходы выпускают в камеру 6 для их накопления и освобождения камеры 4, в которой производится выщелачивание следующей порции хвостов РОФ и забалансовых руд. По мере поступления отходов выщелачивания они направляются в смесительно-дробильную установку 7, где их додробливают и смешивают с вяжущим раствором, поступающим из закладочной установки 8, а затем по закладочному трубопроводу 9 подают твердеющую смесь в отработанное пространство блоков 10.

При комплексном рассмотрении проблемы использования отходов необходимо утилизировать не только отходы горного и перерабатывающих, но и сопутствующих им производств. Так, большую проблему представляет собой очистка сточных вод ТЭЦ и котельных, обеспечивающих предприятие энергией. На тепловых электростанциях технологическая вода, поступающая для производства пара, предварительно проходит химическую очистку для предотвращения образования

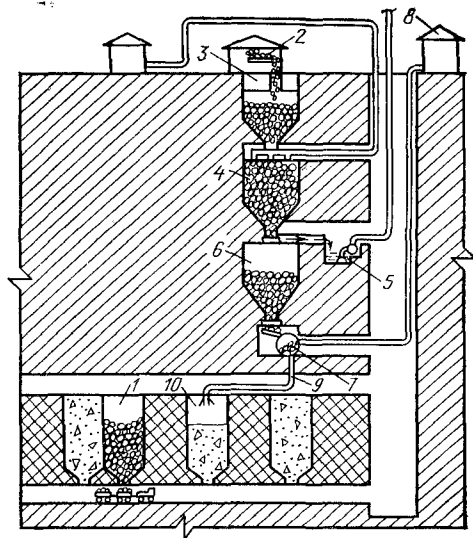


Рис. 11.6. Технологическая схема ступенчатого выщелачивания забалансовых руд в подземных камерах с использованием отходов в закладку

накипей на рабочих органах силовых установок. При этом очищенная вода поступает в котлы, а обогащенная солями и продуктами их осаждения — направляется вместе с золой в отвалы.

Между тем эти воды вполне пригодны для приготовления твердеющей закладки, а имеющиеся в их составе сульфаты и хлориды способствуют интенсификации процесса твердения и увеличению прочности закладки.

Аналогичные результаты получены и при использовании шахтных вод. В принципе возможно отделение слабоминерализованных шахтных вод от высокоминерализованных перед их смешиванием в подземных условиях.

Слабоминерализованные воды используют как технологические (и для других нужд), а высокоминерализованные воды — направляют на закладочные установки. Это позволяет значительно упростить комплекс очистки шахтных вод, когда выделяемая часть высокоминерализованных вод утилизируется при приготовлении твердеющей закладки.

В закладку как заполнитель или пластификатор могут также направляться шлаки и золы ТЭЦ. Сухое золоудаление позволит снизить расход вяжущих материалов, заменив их частично золою.

Комплексный подход к проблеме использования твердых и жидких отходов горного и сопутствующих производств требует изменения принципов территориального размещения зданий и сооружений несвязанных между собой участков и служб. Связующим центром, использующим отходы различных производств, должны стать закладочные комплексы. Их жесткая привязка, связанная с подачей закладочной смеси в подземные выработки, обуславливает необходимость максимального приближения к ним главных пунктов выделения отходов. В этих условиях рациональным становится центральное размещение главных выдачных и вспомогательных стволов и блокировка зданий и сооружений дробильно-сор-

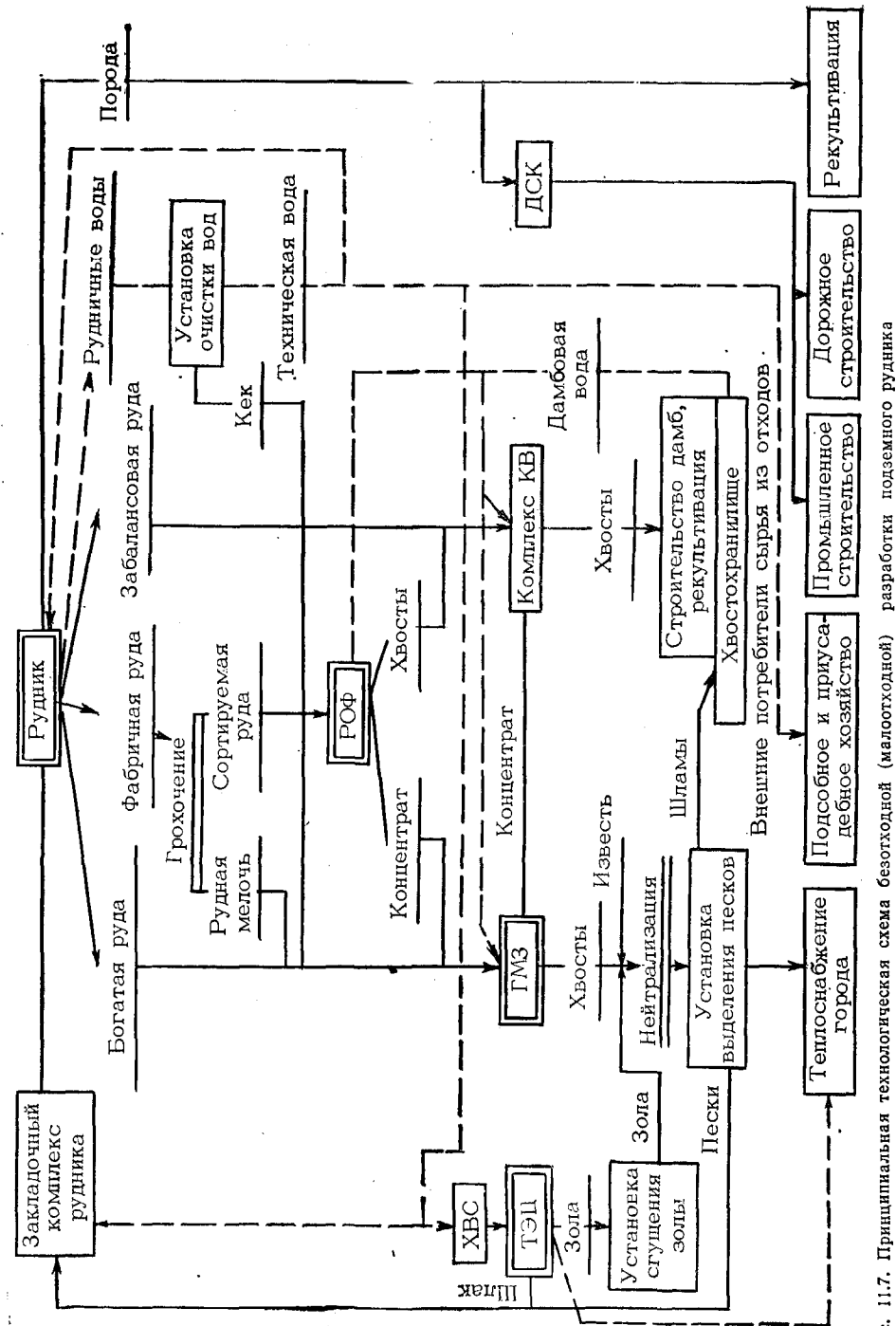


Рис. 11.7. Принципиальная технологическая схема безотходной (малоотходной) разработки подземного рудника



тировочных комплексов обогатительных фабрик и главных закладочных установок, а также по возможности близкое расположение ТЭЦ, котельных и комплексов очистки шахтных вод. При больших размерах шахтных полей эффективным может явиться приготовление твердеющих смесей на главной закладочной установке и транспортирование их на поверхности (бетоновозами, пневмо- и гидротранспортом) до пунктов подачи под землю или дополнительных (вспомогательных) закладочных установок. Компактное размещение всех этих производств позволит исключить перевалочные пункты отходов, сократить расходы на транспорт и складирование материалов для твердеющей закладки, уменьшить площадь изъятия земель под промплощадки рудников.

При строительстве новых предприятий выдвигается требование оптимизации размещения ГМЗ, ТЭЦ и других их главных производств с учетом расположения, перспектив и порядка отработки месторождения.

Только комплексное решение проблемы по всем указанным выше направлениям позволяет создать малоотходное, а в перспективе и безотходное производство на подземных рудниках (рис. 11.7).

### 11.3. Урановый рудник будущего

Суммируя в целом тенденции развития подземных горных работ, следует отметить те пять основных принципов, которыми должен характеризоваться рудник будущего:

- повышение производительности труда забойных рабочих в 5—10 раз;
- изменение характера труда, сведение его лишь к контролю за работой автоматизированных и полуавтоматизированных комплексов;
- предельно высокое использование недр, комплексное использование сырья и безупречная охрана внешней среды;
- сокращение до минимума работающих подземной группы, создание безопасных и комфортных условий труда;
- создание самонастраивающихся машин по принципу обратной связи с разрабатываемым забоем.

Основной социально-экономической задачей рудника будущего является безлюдная отработка радиоактивных руд.

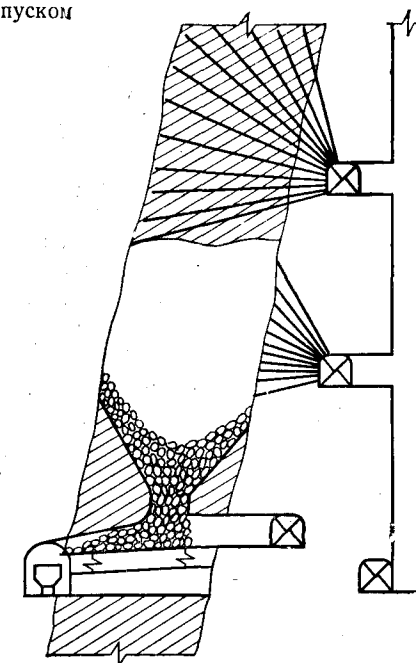
На первом этапе ее решения внедряются элементы такой технологии, обеспечивающие:

- изоляция горнорабочих от влияния вредных факторов внешней среды;
- дистанционное управление работой забойных машин и механизмов.

Примером такого решения может служить создание для урановых рудников передвижной кабины, изолирующей человека от воздействия шума, запыленности рудничной атмосферы и  $\gamma$ -излучения [5]. Сюда же относится одно из эффективных мероприятий — создание индивидуальных защитных средств, в том числе на базе разработок космических костюмов, широкое внедрение дистанционного управления процессом выпуска и доставки руды при применении вибромашин.

Специфическими факторами внешней среды, вредно влияющими на организм горнорабочего в урановых рудниках, являются: наличие в рудничной атмосфере пыли и аэрозолей, несущих ЕРН; выделение радона из отбитой массы и обнажений рудного и породного массива;  $\gamma$ -излучение.

Рис. 11.8. Технология отбойки руды из полевых подготовительных выработок с вибровыпуском



Внедрение комплекса вибропитателей внесло значительный вклад в оздоровление рудничной атмосферы вследствие:

увеличения интенсивности выпуска, т. е. уменьшения времени нахождения отбитой рудной массы в блоке и руднике, а также ускорения изоляции или заполнения закладкой выработанного пространства, что способствует снижению радоновыделения;

снижения запыленности в местах выпуска и погрузки рудной массы, так как число завесаний при вибровыпуске (и число взрывов для их ликвидации) сократилось в 5—10 раз.

Дистанционное управление в настоящее время осуществляется и при работе погрузочно-доставочной самоходной техники.

На втором этапе решения указанной социально-экономической задачи ставится вопрос групповой изоляции горнорабочих от влияния факторов внешней среды, максимальное проявление которого наблюдается при непосредственном контакте с рудой в местах ее обнажения или в отбитом виде (в вагонетках и др.).

На рис. 11.8 показана принципиальная схема такой технологии, при создании которой использованы известные и новые технические решения, поэлементно опробованные и внедренные на практике. К ним относятся: проходка полевых подготовительных и нарезных выработок; бурение восстающих комбайнами без пребывания людей в забое; отбойка руды с недозарядом скважин; прямой целевой выпуск руды на вибропитатели и комплексы, уменьшающий число завесаний при выпуске крупнокусковой руды в 15—60 раз; автоматизированный пункт

погрузки руды в вагонетки; пневмопушка для ликвидации устойчивых завесаний; футеровка вибропитателя и вагонеток для снижения пыления и налипания рудной массы в кузовах последних; устройство для нанесения связующего состава против пыления руды при ее транспортировке и подъеме.

Отмеченным требованиям в максимальной степени отвечают системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства:

система подэтажных штреков; этажно-камерная система разработки с отбойкой руды с верхнего горизонта; подэтажно-камерная система разработки, при которой этаж отрабатывается по высоте двумя-тремя камерами и более.

При всех вариантах этих систем разработки отбойка запасов блока должна производиться из подэтажных или этажных выработок, расположенных во вмещающих породах на расстоянии не менее 3—4 м от рудного тела, что обеспечивает радиационную защиту рабочих-бурильщиков. Выпуск отбитой руды производится из ограниченного числа выпускных отверстий (что обеспечивается взрыводоставкой руды в очистном пространстве) машинами с дистанционным и автоматизированным управлением.

Одним из наиболее перспективных вариантов безлюдной и безотходной выемки урановых руд является ПВ с подготовкой блоков из-под земли или с поверхности.

Применение при эксплуатации месторождений радиоактивных руд прогрессивных систем и способов разработки помимо снижения капитальных и эксплуатационных затрат ведет также к существенному сокращению площади занимаемых земель и стоимости их рекультивации. В связи с этим, несмотря на отторжение земель, обладающих в отдельных сельскохозяйственных районах высокой стоимостью, переход от систем разработки с обрушением к системам с закладкой или способам разработки с полной утилизацией отходов не только не увеличивает площади отторгаемых земель, но и ведет к существенному снижению общей стоимости разработки месторождений даже в освоенных районах страны с благоприятными экономико-географическими условиями. Это определяет техническую возможность и экономическую целесообразность дальнейшего освоения в таких районах месторождений радиоактивных руд даже при высокой стоимости земель при обязательном условии организации безотходной технологии добычи.

Удовлетворение постоянно растущих потребностей индустриального общества в топливно-энергетических ресурсах, цветных, редких и радиоактивных металлах, минеральных удобрениях и строительных материалах сталкивается в последние годы с рядом существенных трудностей, являющихся следствием проявления некоторых наиболее общих и объективно действующих законов природы и общества. К числу таких законов прежде всего следует отнести закон опережающего производства и протребления энергии по отношению к производству и потреблению прочих материальных ресурсов, росту валового национального продукта и народонаселения. Как следствие этого закона, развитие любой национальной экономики будет и впредь требовать систематического наращивания производства, в первую очередь, топливно-энергетических ресурсов: угля, нефти, газа, урана, определяющих научно-технический прогресс общества. Вторым не менее важным объективно действующим законом является закон систематического ухудшения экономико-географических, горнотехнических и горногеологических условий разрабатываемых месторождений. Практически на памяти одного поколения произошла существенная передислокация добычи основных топливно-энергетических ресурсов нашей страны из ее обжитой европейской части вначале в Заволжье и Приуралье, а затем — в слабо освоенные районы (Севера и Северо-Востока) нашей страны. Эта передислокация характерна и для многих других сырьевых ресурсов, концентрация добычи которых все более существенно смещается в малоосвоенные районы с их экономико-географическими трудностями в обеспечении кадрами рабочих, отсутствием инфраструктуры, жилья, энергии, транспортных коммуникаций, связи и др. В то же время вовлечение в разработку все более бедных месторождений, залегающих на все более значительных глубинах, при все более сложных горнотехнических и гидрогеологических условиях, когда более благоприятные месторождения уже отработаны или дорабатываются последующими поколениями, настоятельно требуют, чтобы темпы научно-технического прогресса по добыче полезных ископаемых существенно опережали темпы усложнения экономико-географических и горнотехнических условий их извлечения. Одновременно уже в недрах существующих машинных способов производства топливно-энергетических ресурсов, добычи цветных, редких и радиоактивных металлов возникают глубинные

противоречия, требующие замены сложившихся способов добычи на принципиально новые, основанные не на машинных, а на других принципах, при реализации которых использование машин носило бы подчиненный характер. В соответствии с этим объективно существующим законом борьбы противоречий внутри развивающегося способа производства на смену традиционным технологиям добычи идут такие технологические процессы, как геотехнология, биотехнология, акватехнология, малооперационные и безотходные технологические процессы, на основе которых представляется возможность удовлетворения всех следствий, вытекающих из рассмотренных выше объективных законов.

Современное развитие добычи радиоактивных руд концентрированно выражает те же основные закономерности, которые характерны для развития всего горнодобывающего производства. Прежде всего это то, что именно добыча сырьевых ресурсов существенно определяет эффективность функционирования всех вышестоящих этажей промышленной инфраструктуры. Поэтому на этапе использования в ядерной энергетике реакций деления, а не синтеза именно обеспечение эффективной и достаточной в объемах добычи радиоактивных руд определяет возможные темпы и пропорции развития самой ядерной энергетике. Переход на реакции синтеза во многом изменит данное положение.

Второй важной особенностью развития горнодобывающего производства является быстрый количественный рост объемов добычи сырья, в 2—3 раза превышающей темпы роста народонаселения. И если средние темпы развития горнодобывающего производства составляют 5—6% в год, то для добычи радиоактивных руд характерны темпы 12—15% в год, на основе которых могут быть удовлетворены современные темпы развития самой ядерной энергетике при прогрессирующих пропорциях и тенденциях к расширению области ее использования.

Важной особенностью развития горного производства является постоянное снижение качественных показателей добываемого минерального сырья. В связи с этим при добыче радиоактивных руд, как и других видов минерального сырья, постоянно повышается выход горной массы, хвостов обогащения, хвостов переработки. Это обуславливает постоянное повышение нагрузки на окружающую среду в виде увеличивающихся твердых, жидких и газообразных отходов производства.

Наконец, чрезвычайно важной особенностью развития уранодобывающего производства является постоянное усложнение горногеологических и горнотехнических условий разработки месторождений полезных ископаемых при интенсивном понижении горных работ практически на 15—18 м/год, повышении крепости пород на 1—2 категории в течение каждых пяти лет, увеличении температуры пород, повышении радоно- и водообильности месторождений, увеличении вредных примесей в шахтных водах и др. Для уранодобывающей промышленности, имеющей дело со сравнительно ограниченными запасами концентрированных месторож-

дений радиоактивных руд, сосредоточенных главным образом в маломощных рудных телах, все эти усложнения даже более значительны, чем для других горнодобывающих отраслей.

В этих условиях важнейшим фактором снижения нагрузки на окружающую среду является повышение эффективности использования недр и уменьшение потерь и разубоживания полезных ископаемых. Допускаемые в настоящее время потери требуют строительства все новых и новых рудников и карьеров, а разубоживание — все новых площадей для хвостохранилищ. Кардинальное снижение потерь и разубоживания на основе технического перевооружения горных работ позволит существенно отодвинуть сроки физического истощения полезных ископаемых и обеспечить охрану недр.

Важным фактором компенсации усложняющихся условий добычи является такое ускорение темпов научно-технического прогресса самих процессов добычи, концентрации горных работ, повышения уровня механизации и организации производства, эффективности и качества работ, которое бы существенно превышало темпы усложнения условий добычи сырьевых ресурсов. Это позволит отодвинуть сроки наступления экономических пределов истощения месторождений полезных ископаемых, освободив средства для решения экологических проблем.

При решении этих коренных проблем развития горнодобывающей промышленности представляется возможность эффективной охраны окружающей среды и при разработке месторождений радиоактивных руд.

Специфической особенностью добычи и переработки этих руд является то, что к общему системному решению задач охраны окружающей среды по подсистемам «литосфера», «гидросфера», «атмосфера» с интеграцией целей отдельных подсистем в систему целей горнодобывающих предприятий или промышленно-территориальных комплексов добавляется необходимость решения внутри каждой из подсистем задач обеспечения радиационной безопасности окружающей среды.

Поэтому решение задач охраны окружающей среды при разработке месторождений радиоактивных руд принципиально отличается от других горнодобывающих отраслей, отходы которых могут длительное время оставаться на поверхности. При разработке радиоактивных руд необходима максимальная утилизация отходов производства в кратчайшие сроки — твердых отходов, шахтных вод, рудничной пыли, хвостов обогащения и хвостов переработки руд в связи с вероятностью их длительного радиационного воздействия на окружающую среду. Это возможно на основе внедрения малоотходных или практически безотходных производств при полной утилизации пустых пород, забалансовых руд, хвостов в пригтовлении твердеющей закладки; шахтных вод при пригтовлении закладки, в технологических процессах обогащения и переработки руд; пустых пород — в строительных материалах. Полная утилизация отходов — основа охраны окружающей

среды при разработке месторождений радиоактивных руд. При этом экологически безопасные решения — наиболее экономичны.

Важным элементом эффективного использования недр при разработке радиоактивных руд является рациональное землепользование на основе рекультивации нарушенных земель, отвалов пустых пород, складов забалансовых руд и рудных складов, хвостохранилищ и прудков подземного выщелачивания. При этом если горнотехническая и биологическая рекультивация нарушенных земель может осуществляться обычными методами, принятыми в других горнодобывающих отраслях, то рекультивация радиационно опасных отвалов, террикоников, рудных складов, а особенно хвостохранилищ и прудков ПВ должна предусматривать перекрытие их определенным слоем земли или бетона во избежание выделения радона, а также соответствующую биологическую рекультивацию с утилизацией биологических масс.

Рассмотренные в данной книге аспекты безотходной или малоотходной технологии добычи радиоактивных руд уже сегодня находят свое практическое воплощение в практике уранодобывающих предприятий. Дальнейшее своевременное и глубоко обоснованное решение этих проблем с привлечением современного арсенала научных знаний позволит в ближайшие годы значительно повысить общую эффективность уранодобывающей промышленности, обеспечив ее уверенное развитие на многие годы.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Петросьянц А. М. Ядерная энергетика. М.: Наука, 1981.
2. Сидоренко А. В., Арбатов А. А., Мирлин Г. А. Минеральные ресурсы: проблема обеспеченности//Природные ресурсы и окружающая среда. Достижение и перспективы. 1979. Вып. 7. С. 12—27.
3. Скалин Ф. В., Канаев А. А., Копп И. З. Энергетика и окружающая среда. Л.: Энергоатомиздат, 1981.
4. Экономика и организация производства отраслей тяжелой промышленности//Сб. трудов ВИНТИ: Итоги науки и техники. М.: 1983. Т. 9.
5. Охрана окружающей среды при проектировании и эксплуатации рудников/В. Н. Мосинец, В. А. Шестаков, О. К. Авдеев, В. М. Мельниченко. М.: Недра, 1981.
6. Материалы XXVII съезда КПСС. М.: Политиздат, 1986.
7. Ласкорин Б. Н., Барский Л. Н., Персиц В. З. Безотходная технология переработки минерального сырья (системный анализ). М.: Недра, 1984.
8. Darnley A. G. Uranium in Canada. Distribution, discovery and measurement//Resources Policy, September, 1976.
9. Ядерно-энергетический топливный цикл за рубежом. Обзорная информация. АИНФ-535. М.: ЦНИИатоминформ, 1980.
10. Panel proceedings series Evaluation of uranium resources//Proc Advisory C Meet. Organized Intern. Atom. Energy Agency. Vienna: 1979. P. 3—41, 231—273, 305—335.
11. Klein F., Lange G Die Versorgung mit Uran//Chemiker Zeitung. 1978. 102. N 3. S. 81—89.
12. Мосинец В. Н., Грязнов М. В. Уранодобывающая промышленность и окружающая среда. М.: Энергоатомиздат, 1983. С. 46.
13. Котляр В. Н. Геология месторождений урана. М.: Госгеолтехиздат, 1961.
14. Методы геолого-геофизического обслуживания урановых рудников/Г. И. Петров, М. В. Кутенков, И. М. Тененбаум, Л. С. Евсева. М.: Атомиздат, 1960.
15. Gärther E. Die Bedeutung des Enegietragers Uran. Braunkole, 1977. Bd 29. N 1/2. S. 1—7.
16. Current Practices and Options for Confinement of Uranium Mill Tailings//Technical Reports, Series N 109, Vienna: JAEA. 1981. P. 1—95.
17. Марей А. Н. Санитарная охрана водоемов от загрязнений радиоактивными веществами. М.: Атомиздат, 1976.
18. Бахуров В. Г., Луценко И. К., Машкина Н. Н. Радиоактивные отходы урановых рудников. М.: Атомиздат, 1965.
19. Корнилов А. Н. Гигиенические аспекты удаления и хранения радиоактивных отходов предприятий добычи и переработки урановой руды/Вопросы гигиены на урановых рудниках и обогатительных предприятиях. М.: Атомиздат, 1971. С. 71—85.
20. Стандартизация категорий радиоактивных отходов/Доклад технического совещания экспертов МАГАТЭ. Сер. 101, 10 ноября 1967. Вена: МАГАТЭ, 1971.
21. Нормы радиационной безопасности НРБ-76. М.: Атомиздат, 1978.
22. Seeloy F. G. Problems in the separation of radium from uranium ore tailings//Hidrometallurgy. V. 2. N. 3. P. 249—263.
23. Иофин С. Л., Шкарпетин В. В., Сергеев В. Е. Поточная технология подземной добычи крепких руд. М.: Недра, 1979.

24. Шестаков В. А. Охрана природы при подземной добыче руд. Новочеркасск, НПИ, 1982.

25. Промышленность ядерного топливного цикла за рубежом/Ю. В. Смирнов, З. И. Ефимова, Д. Д. Соколов, Д. И. Скорюков, И. М. Паршков/И. Ф. Яхонин. М.: ЦНИИАтоминформ, АИНФ-585. 1982. Вып. 4.

26. Добыча урана методом подземного выщелачивания/Под ред. В. А. Мамилова. М.: Атомиздат, 1980.

27. Близняков В. Г. Обоснование принципа определения границ карьеров при комплексном использовании полезных ископаемых//Разработка рудных месторождений. Киев: Техника, 1976. № 17.

28. Каплунов Д. Р., Манилов И. А., Фугзан М. Д. Установление производственной мощности подземного рудника в связи со стабилизацией качества добываемой руды/Вып. СФТГП ИФЗ АН СССР. М., 1971.

29. Крейтер В. М. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. М.: Недра, 1969.

30. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания/В. Н. Мосинец, Д. П. Лобанов, М. Н. Тедеев, А. В. Абрамов, А. М. Капканщиков, Г. П. Арапов, В. С. Бубнов. М.: Недра, 1987.

31. Волошук С. Н., Демин Н. В., Чесноков Н. И. Специальные способы борьбы с радоном на урановых рудниках. М.: Атомиздат, 1979.

32. Крисюк Э. М. Нормирование радиоактивности строительных материалов при разных видах их использования//Гигиена и санитария, 1980. № 12. С. 32—34.

33. Kays W. B. Construction of lining for Reservoirs, Tanks and Pollution Control Facilities. N. J.: Wiley, 1977.

34. Авдеев О. К., Коваленко В. Н. Твердеющая закладка на подземных рудниках//Учебно-методическое пособие. М.: ЦНИИАтоминформ, 1983.

35. Замков О. К., Валешко Н. Г. Оценка земель по основным сельскохозяйственным зонам и районам СССР//Вопросы географии. Сб. 99. М.: Мысль, 1975. С. 41—63.

36. Pommerage N. Carrieres et Mines a ciel ouvert. Problemes d'environnement de remise en etat des sols//Ser mine. 1977. N 2. S. 65—71.

37. Rehabilitation (Discussion). L.: Miner and Environ, 1975.

Автоматизация добычи радиоактивных руд 60

— производства 136

Автоматизированное управление 57

Адсорбция радона 164

Аккумулирующие склады 87, 96, 100

Амортизация оборудования 94

Баланс радона

Барраж защитный 170

Безблочная отработка 57, 60

Безопасность труда 58

Безотходность горного производства 210

Блокировка зданий промплощадки 195

Взрывные работы 44

Вибрационная техника 123, 128

Вскрытие месторождений 34, 52, 58

Выпаривание ЕРН 186

Выход твердых отходов 106

Генеральный план рудника 203

Геотехнология 41

Геотехнологические методы разработки 31

Гидрозавеса 170

Глубина горных работ 7

Горизонты концентрационные 106

— промежуточные 107

Горная экология 211

Границы открытых горных работ 43, 87

Групповая подготовка блоков 109

Дезактивация 209

Деконцентрация горных работ 41, 53, 126

Депрессия 181

Дистанционное управление 121

Диффузия статическая 182

— турбулентная 182

Диффузионная релаксация 164, 165, 186

Длина диффузионной релаксации 182

Добыча радиоактивных руд 7, 8, 10

— урана 16

Дренаж защитный 169

Закладка 58, 128, 153

— комбинированная 153

— твердеющая 128, 153

Законы распределения содержания 124

урана в недрах 124

экспоненциальный 125

нормальный 125

Запасы 7, 14, 28

— вскрытые 101

— готовые к выемке 101

— оперативные 101

— подготовленные 101

— полезных ископаемых 11

— тория 7

— урана 7, 14, 16, 18, 26

Зона активного водообмена 167

—застойного режима 168  
—затрудненного водообмена 168  
Зонирование территории промпло-  
щадки 195  
— — уранового рудника 73

Изоляция закладочных массивов 186  
—радоновыделения 182, 185  
—рудников 171

Инвентаризация земель 192  
Интенсивность отработки 53, 117  
—радоновыделения 179  
—эманирования 175, 178

Использование вмещающих пород 87  
—недр 38  
—рудничных вод 171

Источники радиоактивного загрязне-  
ния 74

на карьерах 75  
на площадках подземного выщела-  
чивания 75  
на подземных рудниках 75

Источники радиоактивного загрязне-  
ния окружающей среды 71, 76  
неорганизованные 73, 75  
организованные 71  
смешанные 74

Календарный график 97, 101  
Капитальные вложения 57  
Кислотность рабочих растворов ПВ,  
61

Кислотоемкость руд 61  
Классификация радиоактивных отхо-  
дов 76, 80  
газообразных 83  
жидких 81  
твердых 80, 105

Классификация урановых месторож-  
дений 18, 20  
—хвостохранилищ 163

Комплексное освоение недр 38  
Конвективный перенос 182  
Консервация рудников 207  
Концентрация горных работ 7, 41, 51,  
124

—производства 68, 140  
Конъюнктура уранового рынка 35  
Коэффициент аккумуляции 97  
—вскрыши 89, 91  
—диффузии 183, 186  
—запаса 98  
—использования отходов 211  
— —земель 192, 196  
—нестабильности режима 98, 100  
—ослабления эманации 166  
—радиоактивного загрязнения зе-  
мель 193  
— —равновесия 175  
—разрыхления 42, 43, 45  
—рекультивации земель 194  
—рудноносности 20, 43, 45  
—эксплуатационной землеемкости  
193  
—эманирования 175, 176  
Кучное выщелачивание 31, 39, 53

Ликвидация отходов 86  
— урановых рудников 208

Металлы токсичные 169, 171  
Методы защиты окружающей среды  
63  
Механизм радоновыделения 186  
Минерально-сырьевые ресурсы 10  
Модульная сетка 196  
—система проектирования 197  
Морфология урановых месторождений  
33

Нагрузка на рабочий горизонт 140  
Направления рекультивации 198  
Нарушения окружающей среды 68  
Нормативы отвода земель 207  
—стоимости освоения земель 206  
Нормы радиационной безопасности  
(НРБ) 175

Обезвоживание хвостов 164  
Облучение человека при добыче и пе-  
реработке урановых руд 71  
Обрушение 208  
Объем отходов 7  
Организация работ 57  
Ореолы загрязнения 69  
Осаждение химическое 171, 172  
Отбойка разноплоскостными веерами  
115  
—скважинными зарядами 114  
—шпуровыми зарядами 113  
Отбросы производства 77  
Отверждение хвостов 164  
Отходы производства 5, 76  
гидрометаллургического 161  
радиоактивные 70, 77  
газообразные 70, 78  
—жидкие 70, 77  
—твердые 70, 77  
Очистка биологическая 171  
рудничных вод 171  
смолами 171

Плотность застройки 195  
Поверхность рудников 53  
Погрузочные работы 44  
Подземное выщелачивание урана 9,  
31, 39, 59  
Полезные ископаемые 11  
Полумодульная сетка 196  
Порядок отработки 59  
Потери руд 47  
Поточная технология 41, 42, 53, 120,  
124  
Пределы истощения 11  
физические 12  
экологические 12  
экономические 12  
Предупреждение формирования отхо-  
дов 86  
Принцип модульного построения ген-  
плана 196  
Принципы охраны окружающей сре-  
ды 84  
Принцип предупреждения поступле-  
ния радионуклидов в окружающую  
среду 70

—приоритетности разработки ме-  
сторождений с благоприятными  
горнотехническими условиями 37  
— —добычи основного сырья при  
путном извлечении полезных иско-  
паемых 87, 94, 101, 103, 104, 158  
—равенства геологических и экс-  
плуатационных блоков 117  
—рудника будущего 221  
Продукты распада радона 174  
Производительность рудника 55  
—труда 53, 57, 59, 140, 155  
Проницаемость покрытий 163  
Профессиональный риск 84

Рабочая зона 101  
—площадка 101  
Радиационная безопасность окружа-  
ющей среды 8, 38  
Радиационная защита 224  
Радиационное загрязнение окружаю-  
щей среды 8, 209  
— —рудничных вод 169  
— —элементов окружающей среды  
74  
— —атмосферы 74  
— —почвы 74  
— —растительности 75

Радиоизотопы 70  
Радионуклиды естественные ЕРН 62,  
70, 168  
Радиометрическая сортировка 33, 35,  
43  
Радиометрическое опробование 3  
Радон 174  
Радоновыделение 52, 58  
Разведка урана 14  
Разработка радиоактивных руд 14,  
16, 37  
—руд 43, 47, 112  
Разубоживание вторичное 115  
первичное 113  
Растворимость радионуклидов 170  
Рациональное использование полез-  
ных ископаемых 146  
Реакторная стратегия 17  
Режим добычи попутно добываемых  
полезных ископаемых 99, 100.

— регулируемый 99  
— частично регулируемый 99  
— нерегулируемый 99  
Режим открытых горных работ 87, 91, 93, 94  
— проветривания 180  
Режим усреднения руд 125  
динамический 125  
стационарный 125  
Рекультивация земель 8, 166, 197, 228  
биологическая 166, 197  
горнотехнологическая 166, 197  
предупредительная 197  
строительная 198  
Рудничные (шахтные) воды 167  
  
Сдвигание горных пород 189  
Селективная выемка 33  
Системный подход 62  
Системы разработки 33, 52, 118  
горизонтальными слоями с закладкой 117, 128  
подэтажного разрушения 122  
подэтажных ортов 119, 123  
штреков 191, 224  
этажного обрушения 120  
с твердеющей закладкой 128  
Скорость эманации радона 160  
Сложноструктурные месторождения радиоактивных руд 20, 45  
Смоли ионообменные 171  
Согласование законов распределения содержания урана 124  
Содержание полезных ископаемых 12  
Сорбенты 171  
Сорбция динамическая 712  
— статическая 172  
Сортировка руд крупнопорционная 131  
Сохранение геологической структуры массива 42, 44  
Стабилизация хвостов 165  
Стоимость полезных ископаемых 13  
Структура горных выработок 140  
земельного отвода 206  
твердых отходов 214, 216  
Сырьевые ресурсы ядерной энергии 9, 13, 16

Твердые отходы урановых рудников 151  
Территория горного отвода 190  
Технология взрывных работ с сохранением геологической структуры массива 42, 44, 45, 47  
— открытых горных работ 41  
— разработки урановых руд 33  
  
Удельное радоновыделение 178  
Уран 14  
Урановые месторождения 18  
жильные 22  
калькредовые 25  
конгломератовые 19  
метасоматические или жильобразные 22  
песчанниковые 22  
порфиновые или внутринтрузивные 25  
Урановые рудники и карьеры 32, 42, 61  
Уровень безотходности производства 214  
— механизации 57  
Усреднение руд 43, 125, 127, 128  
Утилизация отходов 8, 39, 84  
— твердых отходов 149  
в пределах производства 150  
вне производства 150  
Утилизация попутных полезных ископаемых 94  
Ущерб природным ресурсам 55  
  
Факторы землепользования 194  
Фитомелиорация 198  
Флотация 171  
  
Хвосты гидрометаллургических заводов 77  
— радиометрического обогащения 77

Циклично-поточная технология 41, 53, 114, 128  
  
Частотное распределение месторождений 27  
по мощности 29  
по простиранию 30  
по содержанию 28, 30  
по углу падения 30  
по формам рудных тел 29  
Эксплуатационная разведка 33  
Электродиализ 171

Электрокоагуляция 171  
Электродвижение горных машин 57  
Электрификация рудников 57  
Эманация радона 164  
Эманационная поверхность 178  
Этапы рекультивации 199  
  
Ядерная энергетика 7  
Ядерное топливо 10  
Ячейка модульная 196

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие . . . . .	3
Введение . . . . .	5
Раздел I	
<b>Современная технология добычи радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>9</b>
<b>Глава 1. Сырьевые ресурсы ядерной энергетики . . . . .</b>	<b>9</b>
1.1. Минерально-сырьевые ресурсы промышленно развитых стран, тенденции и перспективы . . . . .	10
1.2. Сырьевые ресурсы ядерной энергетики . . . . .	13
1.3. Геоморфологические и горнотехнические особенности разработки месторождений радиоактивных руд . . . . .	26
1.4. Технологические особенности современной уранодобывающей промышленности . . . . .	30
1.5. Техничко-экономические показатели добычи и переработки урановых руд . . . . .	35
<b>Глава 2. Основные технологические принципы современной добычи радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>37</b>
2.1. Научные основы эффективного использования недр при добыче радиоактивных руд . . . . .	38
2.2. Современная технология открытой добычи радиоактивных руд . . . . .	41
2.3. Современная технология подземной добычи радиоактивных руд . . . . .	51
2.4. Современная технология подземного выщелачивания радиоактивных руд . . . . .	59
2.5. Основные принципы охраны окружающей среды в процессах добычи радиоактивных руд . . . . .	68
<b>Глава 3. Нарушения окружающей среды при добыче и переработке радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>68</b>
3.1. Особенности нарушения окружающей среды при добыче и переработке радиоактивных руд . . . . .	69
3.2. Классификация и количественная оценка отходов при добыче и переработке радиоактивных руд . . . . .	76
3.3. Классификация и качественная оценка отходов при добыче и переработке радиоактивных руд . . . . .	79
3.4. Социально-экономические последствия размещения радиоактивных отходов на поверхности и основные направления безотходной технологии добычи и переработки радиоактивных руд . . . . .	83
Раздел II	
<b>Научно-технические основы безотходной (малоотходной) технологии добычи радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>86</b>
<b>Глава 4. Формирование карьерного пространства при использовании вмещающих пород . . . . .</b>	<b>87</b>
4.1. Изменение глубины карьера в зависимости от степени использования вмещающих пород . . . . .	87

4.2. Основные принципы формирования карьерного пространства при использовании вмещающих пород . . . . .	91
4.3. Режим горных работ при утилизации попутных полезных ископаемых . . . . .	94
4.4. Регулирование режима добычи попутных полезных ископаемых . . . . .	100
<b>Глава 5. Безотходная (малоотходная) технология подземной добычи радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>105</b>
5.1. Вскрытие, подготовка и порядок отработки месторождений . . . . .	105
5.2. Снижение потерь и разубоживания при добыче радиоактивных руд . . . . .	112
5.3. Интенсивность торных работ . . . . .	117
5.4. Системы разработки месторождений радиоактивных руд . . . . .	118
5.5. Усреднение качества добываемых руд и концентрация очистных работ . . . . .	124
5.6. Совершенствование технологии добычи радиоактивных руд на основе применения твердеющей закладки . . . . .	128
5.7. Крупнопорционная сортировка радиоактивных руд . . . . .	131
<b>Глава 6. Безотходная (малоотходная) добыча радиоактивных руд подземным выщелачиванием . . . . .</b>	<b>135</b>
6.1. Условия применения и выбор систем разработки при подземном выщелачивании руд . . . . .	135
6.2. Особенности вскрытия и подготовки месторождений к подземному выщелачиванию . . . . .	137
6.3. Оценка выхода и размещения отходов при подземном выщелачивании радиоактивных руд . . . . .	139
6.4. Оценка области рационального применения подземного выщелачивания радиоактивных руд . . . . .	144
<b>Глава 7. Утилизация твердых отходов добычи и переработки радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>149</b>
7.1. Твердые отходы добычи и переработки радиоактивных руд и их санитарно-гигиеническая оценка . . . . .	149
7.2. Использование твердых отходов для нужд горного производства . . . . .	151
7.3. Использование твердых отходов в смежных отраслях промышленности и строительстве . . . . .	158
7.4. Утилизация хвостов обогащения руд и консервация хвостохранилищ . . . . .	161
<b>Глава 8. Очистка и использование жидких отходов при добыче радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>167</b>
8.1. Влияние горных работ на количественные и качественные характеристики рудничных вод . . . . .	167
8.2. Снижение объемов и радиационного загрязнения рудничных вод . . . . .	169
8.3. Очистка и использование рудничных вод . . . . .	171
<b>Глава 9. Обеспечение радиационной безопасности горнорабочих и окружающей среды при добыче радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>174</b>
9.1. Специфические факторы внешней среды урановых рудников . . . . .	174
9.2. Радоновыделение при разработке месторождений радиоактивных руд . . . . .	175
9.3. Вентиляция урановых рудников — основа обеспечения радиационной безопасности горнорабочих . . . . .	180
9.4. Изоляция источников радоновыделения в горных выработках . . . . .	182
9.5. Снижение радоновыделения в очистных блоках . . . . .	183
<b>Глава 10. Основы рационального землепользования при разработке месторождений радиоактивных руд . . . . .</b>	<b>187</b>
10.1. Характер и виды нарушения земель при добыче радиоактивных руд . . . . .	188



## ВНИМАНИЮ ЧИТАТЕЛЕЙ!

**Энергоатомиздат предлагает Вашему вниманию книги, готовящиеся к изданию в 1987 году**

**Минералогия и геохимия редких и радиоактивных металлов:** Учебник для вузов/Н. И. Егоров, И. М. Баюшкин, Д. А. Минеев, В. Я. Терехов. — М.: Энергоатомиздат, 1987 (II). — 20 л.: ил. — (В пер.): 1 р., 3000 экз.

Изложены основы геохимии и минералогии урана, тория и редких металлов. В основу положен курс лекций по геохимии и минералогии редких и радиоактивных элементов, читаемых авторами в Московском геологоразведочном институте.

Для студентов геологических специальностей вузов, аспирантов и преподавателей.

**Астафьев В. Е. Комплексная система хозяйствования в условиях научно-технического прогресса.** — М.: Энергоатомиздат, 1987 (III). — 10 л.: ил. — (Предприятие — самостоятельность и ответственность). — (В обл.): 50 к., 5000 экз.

В 1984 г. в Энергоатомиздате вышла книга автора, где были изложены основы широкомасштабного экономического эксперимента. В настоящей книге изложен опыт работы предприятий Минэлектротехпрома в условиях нового хозяйственного механизма и ускорения научно-технического прогресса.

Для инженерно-технических работников — руководителей и специалистов промышленных предприятий, объединений, научных организаций, министерств и ведомств.