

Лекции
По дисциплине «Особенности разработки урановых месторождений»

ВВЕДЕНИЕ

Открытие деления ядра, а позже практическое использование ядерной энергии в мирных целях - одно из величайших научных достижений современности. Значение радиоактивных руд как источника огромной энергии неоднократно отмечалось основоположником геохимии академиком В.И. Вернадским еще в начале нашего века. В 1910 г. в одном из докладов в Российской академии наук он говорил: «... Теперь перед нами открываются в явлениях радиоактивности источники атомной энергии, в миллионы раз превышающие все те источники сил, которые рисовались человеческому воображению». Наиболее благоприятным источником получения энергии является расщепление уранового ядра. В природе уран существует в виде смеси трех изотопов (природный уран), которые характеризуются следующей распространенностью и периодами полураспада:

U_{238} -99,273 %; $4,51 \cdot 10$ лет;

U_{235} -0,7205 %; $7,13 \cdot 10$ лет;

U_{234} - 0,0056%; $2,475 \cdot 10$ лет.

Для получения энергии могут быть использованы лишь самоделяющиеся изотопы урана №№ 235 и 234.

Основным фактором, обеспечивающим высокую рентабельность атомной электростанции (АЭС), является колоссальная энергетическая емкость урана. Ее предельная величина, отвечающая выходу энергии при ядерном взрыве, показывает эквивалентность 1 кг изотопов делящегося урана 3 тыс. т каменного угля. В процессе управления реакцией в реакторах АЭС «сгорание» 1 кг урана эквивалентно 10 т угля.

Исключительно важное значение уран приобрел в последние 40 лет в связи с практическим решением проблемы атомной энергетики. Прошло немногим более 60 лет с тех пор, как было расщеплено ядро урана, и 50 лет с момента пуска в СССР первой в мире АЭС. В истории человечества это небольшой срок, но атомная энергетика преодолела за это время путь, который был пройден обычной энергетикой более чем за век. В настоящее время очевидно, что наиболее экономичный способ обеспечения энергией районов, удаленных от месторождений угля, нефти и природного газа - это создание крупных атомных электростанций. Сегодня около 30 % мировой потребности в электроэнергии обеспечивается АЭС, а в некоторых странах, бедных топливными ресурсами, эта доля достигает 60 %. Прирост ядерно-энергетических мощностей в ближайшем будущем составит 11 % за 10 лет.

Для обеспечения атомной энергетики необходима добыча и выпуск природного урана, являющегося сырьем для производства топливных элементов для атомных электростанций. Если на ранних этапах развития урановой промышленности осваивались все выявленные месторождения без учета экономического фактора, то в настоящее время нужны месторождения не только с хорошими запасами, но и с благоприятными параметрами экономического освоения.

Главной особенностью разработки урановых месторождений является радиоактивность руд. Эта специфическая особенность накладывает дополнительные требования к ведению горных работ. Так, при проектировании и ведении добычных работ производительность вентиляционных установок и направления вентиляционных потоков должны учитывать радиационный фактор, а количество подаваемого воздуха должно быть достаточным, чтобы создать рудничную атмосферу, позволяющую вести горные работы без риска для здоровья работающих в этой атмосфере людей.

Выбор системы разработки радиоактивных руд должен быть также произведен с учетом радиационного фактора, т.е. система разработки должна обеспечивать минимальную поверхность обнажения рудного массива и соответственно минимальную

эманлирующую поверхность.

При добыче радиоактивных руд должен быть налажен четкий контроль индивидуального облучения работников, имеющих постоянный контакт с урановыми рудами, и обеспечен своевременный перевод работников, получивших предельный уровень облучения, на другие, не связанные с радиационным фактором работы.

Вторым специфическим фактором урановых руд является высокая ценность полезного компонента, содержащегося в этих рудах, что позволяет применять высокоэффективные дорогостоящие технологии при добыче и переработке этих руд.

Особенностью опробования, контроля за качеством добываемых урановых руд является применение геофизических методов, основанных на улавливании уровня естественного радиоактивного излучения. Применение геофизических методов позволяет значительно ускорить получение информации по качеству разведываемых и добываемых руд, но требует сложной, дорогостоящей аппаратуры и высокой квалификации операторов.

1. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

1.1. Общая характеристика месторождений радиоактивных руд (на примере Стрельцовского рудного поля)

Урановые и молибденово-урановые месторождения Стрельцовой группы являются результатом единого рудообразующего процесса, они объединены единой рудовмещающей структурой - кальдерой проседания, поэтому рассматриваются совместно.

Стрельцовская кальдера образовалась в результате процессов, протекавших в связи с позднемезозойской вулканоматмической активизацией, широко проявленной в регионе. Кальдера имеет сложную полигональную форму, площадь уу составляет 120 км². В строении кальдеры выделяются два структурных этажа: нижний – фундамент, представленный породами протерозоя и палеозоя, и верхний, сложенный осадочно-вулканогенными отложениями верхнеюрского и нижнемелового возрастов (рис. 1).

Фундамент кальдеры сложен метасоматическими гранитами палеозойского возраста с ксенолитами раннепротерозойских метаморфических пород, представленных доломитизированными известняками, кристаллическими сланцами, амфиболитами, кварцитами, филлитовидными сланцами.

Верхний структурный этаж представлен комплексом осадочных и вулканогенных пород, имеющим мощность 500...600 м. В наиболее погруженных участках кальдеры мощность верхнего структурного этажа достигает 1400 м и более. В разрезе этих отложений выделяется верхнеюрская Приаргунская свита, состоящая из трех перемежающихся покровов базальтов и трех покровов трахидацитов, разделяемых горизонтами осадочных и туфогенно-осадочных пород.

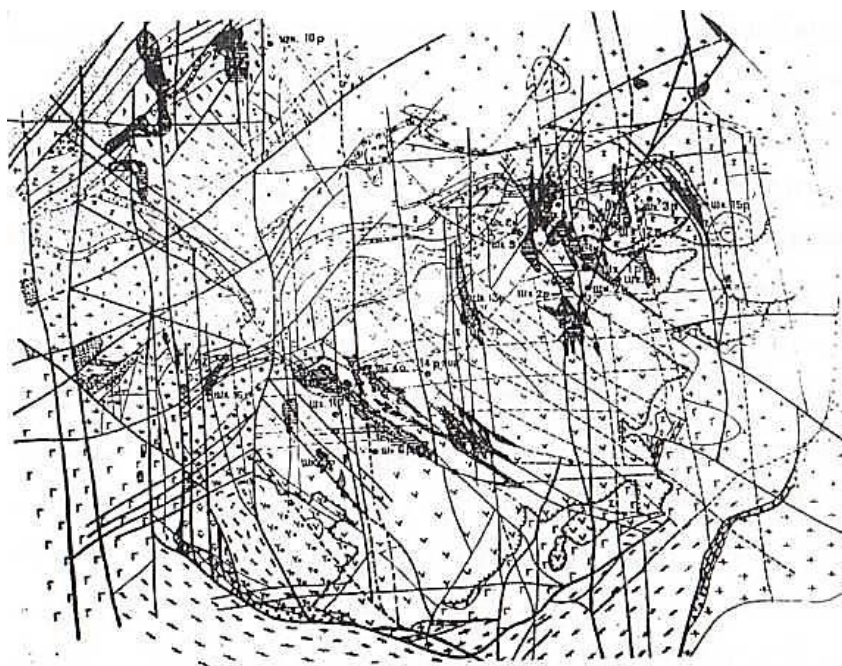


Рис. 1. Стрельцовская вулканотектоническая кальдера

В основании Приаргунской свиты залегает горизонт базальных конгломератов, имеющий мощность 50... 150 м. Мощность покровов вулканогенных пород колеблется в широких пределах: от десятков метров до первых сотен метров. Горизонты осадочных пород, разделяющие лавовые покровы, имеют мощности в пределах первых десятков метров. Разрез Приаргунской свиты в контурах площади кальдеры не выдержан. В ряде случаев отдельные лавовые покровы выпадают из разреза, что обусловлено особенностями формирования Приаргунской свиты в процессе вулканической деятельности.

Приаргунская свита перекрывается тургинской свитой, относимой к нижнему мелу. В основании тургинской свиты залегает горизонт конгломератов с прослоями гравелитов

песчаников, обогащенных органическим материалом сланцев. Мощность горизонта достигает 40 м. Выше залегает покров плагиоклазовых андезитов, перекрываемый горизонтом осадочных пород. Далее идет покров кислых эффузивных пород, представленный фельзитами, туфами и лавобрекчиями фельзитов. В западной части Стрельцовой кальдеры установлено несколько вулканических аппаратов и в связи с этим широкое развитие получили экструзивные субвулканические и эффузивные кислые породы.

Изучение геологического строения Стрельцовой кальдеры позволяет сделать вывод о том, что вулканотектоническое сооружение является результатом сложных процессов позднемезозойской тектономагматической активизации. Кальдера сформировалась на пересечении Аргунской ослабленной зоны северо-восточного близширотного простирания и глубинного Меридионального разлома.

Источниками лав, образовавших на поверхности соответствующие покровы, служили магматические очаги, располагавшиеся на различных глубинах.

Предполагается, что мантийный очаг обусловил формирование базальтовых покровов. Источниками лав среднего и кислого составов являлись очаги, связанные с корой. И, наконец, эффузия кислых масс из очага, расположенного на глубине 4...5 км, и его опустошение вызвало образование кальдеры проседания.

Определение абсолютного возраста пород верхнего структурного этажа Стрельцовой кальдеры показало, что базальты залегающие в основании покрова, имеют возраст 150 ± 7 млн. лет. Возраст (залегающих выше) трахидацитов 149 ± 5 млн лет, и возврат вулканических стекол, залегающих в толще осадочных пород нижнего мела, составляет 108 ± 5 млн. лет. Эти данные указывают на длительность процессов формирования комплекса пород верхнего структурного этажа.

Разрывные нарушения, определяющие структуру Стрельцовой кальдеры, представлены тремя типами. Это глубинные разломы меридионального и северо-восточного простирания, имеющие региональное значение и выходящие за пределы кальдеры: бортовые разломы, ограничивающие кальдеру, и зоны тектонических нарушений, прослеживаемые на площади кальдеры. Урановое и молибденово-урановое оруденение, залегающее в породах верхнего структурного этажа, связано преимущественно с последним типом разрывных нарушений.

Зоны разрывных нарушений сформировались в результате тектонических движений, происходивших после формирования толщи верхнего структурного этажа, а также вертикальных перемещений отдельных блоков в связи с уплотнением первоначально рыхлых вулканогенных пород, залегающих в нижней части разреза верхнего структурного этажа. Эти зоны имеют мощность до 500...600 м и протяженность до 10 км. В строении зон участвуют несколько крупных крутопадающих разрывов (швов), секущих всю толщу верхнего структурного этажа. Швы сопровождаются более мелкими нарушениями, образующими зоны дробления. Перемещения смежных блоков по основным швам не превышают первые десятки метров.

Наряду с крутопадающими трещинами в зонах тектонических разломов на контактах пород различного состава образуются пологопадающие междупластовые нарушения, сопровождаемые образованием глинки трения и милонитизацией.

Позднемезозойская вулканотектоническая активизация завершилась в пределах Стрельцовой кальдеры мощным гидротермальным процессом, вызвавшим соответственное изменение пород и образование уранового и молибденово-уранового оруденения.

Л.П. Ищукова и М.В. Вампилов в развитии гидротермального процесса выделяют семь стадий: альбитизацию, аргиллизацию, кремнисто-смолковую, гидрослюдазацию, кварц-сульфидную, кварц-молибденит-смолковую, кварц-флюорит-кальцитовую.

На начальных стадиях минералообразование происходило при давлении растворов близких 1200 кг/см^2 и температуре $250...350^\circ\text{C}$. В дальнейшем давление снизилось до 600 кг/см^2 и температура растворов уменьшилась до $120...80^\circ\text{C}$.

Гидротермальный процесс широко проявился на площади кальдеры, его результатом явилось образование богатых урановых и молибденово-урановых руд и интенсивное изменение вмещающих пород.

Гидротермальный процесс протекал в благоприятной структурной обстановке. Растворы, поднимаясь по крупным тектоническим разрывам, распространялись по более мелким трещинам, насыщая всю толщу раздробленных пород. Минералообразование происходило как путем метасоматоза, так и выполнением открытых трещин.

Процесс рудообразования охватил всю толщу пород, участвующую в строении кальдеры. В связи с этим промышленные урановые и молибденово-урановые руды образовались как в породах фундамента - гранитах, доломитизированных известняках, так и во всех породах, слагающих верхний структурный этаж: базальных конгломератах, базальтах, трахидацитах, фельзитах и в отдельных случаях в горизонтах осадочных пород, обогащенных органическим материалом, породах жерловых фаций. При этом более благоприятными для рудоотложения оказались породы среднего и кислого состава: трахидациты и фельзиты, с которыми связаны основные запасы урановых и молибденово-урановых руд.

Структурная подготовка определила формы рудных залежей месторождений Стрельцовского рудного поля. В зонах трещиноватости, образовавшихся в породах преимущественно среднего и кислого состава, образовались рудные залежи, получившие название штокверкоподобных. Рудные залежи, контролируемые отдельными разрывами, распространенными в основных породах, получили название жилообразных, и наконец, рудные залежи в горизонтах осадочных пород были названы пластообразными.

Размеры рудных залежей колеблются по простиранию от первых сотен метров до одного и более километра. Ширина залежей достигает $200...300 \text{ м}$. Рудные залежи состоят из более мелких образований - рудных тел, являющихся объектами отработки. Рудные тела имеют размеры по простиранию от $20...30$ до $250...300 \text{ м}$, по падению до $150...200 \text{ м}$. Мощности рудных тел колеблются от долей метра до $50...70 \text{ м}$.

Вертикальный размах оруденения весьма значителен. В породах верхнего структурного этажа промышленное оруденение, в отдельных случаях приближаясь к поверхности, погружается до глубины $400...500 \text{ м}$. В породах фундамента промышленные руды установлены на глубине $1500...1800 \text{ м}$ и не оконтурены.

1.2. Горно-геологические признаки типизации рудных образований

К горно-геологическим признакам отнесены структурно-морфологические особенности рудных образований, элементы их залегания, размеры по падению и простиранию, средняя мощность рудных тел, изменчивость рудных контуров, среднее содержание полезного компонента в рудах, доля запаса металла в руде.

1.2.1. Структурно-морфологические особенности рудных образований, элементы их залегания, размеры по падению и простиранию

Основную роль в локализации уранового оруденения на месторождениях Стрельцовского рудного поля играют крутопадающие разрывные нарушения в сочетании с благоприятными физико-механическими свойствами пород отдельных

литологических разностей. В большинстве случаев рудные объекты приурочены к узлам пересечения зон разрывных нарушений различной ориентировки. На таких участках в относительно хрупких породах развиты очень сложные по форме штокверкоподобные рудные объекты с мелкокрапленными и тонкокрапленными рудами. По отдельным крупным нарушениям оруденение прослеживается по всей мощности вулканогенно-осадочной толщи. Контуры рудных образований, как правило, не определяются природными геологическими границами и устанавливаются только по данным опробования.

На месторождениях урановое оруденение распределено весьма неравномерно. Отдельные обогащенные участки разделены значительными промежутками пустых и слабоминерализованных пород.

Прерывистость и неравномерность минерализации являются объективными предпосылками выделения нескольких структурных уровней строения рудных образований. Отдельные сближенные минерализованные участки объединяются в систему более высокого порядка. В работах А.Б. Каждана и Д.Я. Суражского предложено выделять несколько структурных уровней строения рудных объектов, находящихся в определенных отношениях друг с другом: рудное месторождение, рудная зона, рудная залежь, рудное тело.

Рудное месторождение - природная система, объединяющая генетически связанные и пространственно сближенные рудные зоны. Месторождение служит сырьевой базой отдельного рудника и как единое целое рассматривается на стадии проектирования системы его вскрытия.

Рудная зона - природная система, состоящая из генетически связанных и пространственно сближенных рудных залежей. Как единое целое рудная зона рассматривается при проектировании горно-капитальных работ.

Рудная залежь - система сближенных рудных тел, приуроченных к единой тектонической зоне или узлу сопряжения нескольких зон. Рудная залежь (как единое целое) рассматривается на стадии проектирования горно-подготовительных работ.

Рудное тело - природная система, представленная рудными скоплениями и разделяющими их безрудными прослоями, объединенными в едином контуре согласно действующих промышленных кондиций. Рудное тело (как единое целое) рассматривается при проектировании нарезных и очистных работ.

На основании приуроченности типичных форм к определенным рудовмещающим разрывным нарушениям выделяются следующие типы рудных тел.

Рудные тела, локализованные в зонах дробления и брекчирования сквозных разрывов, пересекающих всю вулканогенно-осадочную толщу пород и уходящих в фундамент, и характеризующихся преобладанием жильных, жилообразных и линзообразных форм. Протяженность рудных тел изменяется в пределах 40...300 м по простиранию и 20...250 м по падению, мощность варьирует 2... 16 м, качество руд высокое.

Рудные тела, локализованные в зонах достаточно выдержанных по падению и простиранию тектонических разрывов, проявленных только в породах чехла или фундамента. Границей их развития является контакт структурных этажей. Рудные тела представлены жилами, линзами, имеющими большую прерывистость и рассредоточенность в контуре залежи. Размеры обособленных рудных тел по падению и по простиранию не превышают 120...160 м, средняя мощность составляет 3...6 м, качество руд рядовое.

Рудные тела, приуроченные к тектоническим разрывам, проявленным только в породах нижней и верхней толщи стратиграфического разреза верхнего структурного этажа. В большей своей части они относятся к трещинам оперения сквозных и внутриэтажных тектонических швов и зачастую представлены серией сближенных кулис. Рудные тела имеют жилообразную форму, не образуют обособленных рудных объектов, а являются элементами штокверкоподобных залежей. Длина их по простиранию колеблется от первых

десятков до 200...300 м, по падению - не более 60...80 м, мощность составляет 2...3 м, руды рядовые.

Рудные тела, приуроченные к небольшим трещинам и зонам мелкой трещиноватости, развитым внутри отдельных покровов эффузивов и ограниченным по вертикали пологими срывами по их контактам. Рудные тела имеют форму линз, гнезд и неправильной формы рудных скоплений, являются наиболее многочисленными образованиями, слагающими основную часть рудной площади штокверкоподобных залежей. Размеры отдельных скоплений редко превышают 10... 15 м, мощность 1...2 м, руды богатые.

Рудные тела, формируемые в месте пересечения крутопадающими разрывами маломощных прослоев туфогенно-осадочных пород, по контакту которых с подстилающими и перекрывающими породами развиты пологие тектонические срывы. Рудные тела имеют пластообразную форму в разрезе и форму лент, вытянутых вдоль крутопадающих разрывных нарушений в плане. Длина рудных тел 1600...1800 м, ширина от 60...80 м до 300...400 м, мощность колеблется в пределах 0.5...6.0 м, качество руд рядовое.

1.2.2. Средняя мощность рудных тел, изменчивость рудных контуров, среднее содержание полезного компонента в рудах, доля запаса металла в руде

Наибольшим удельным весом при выборе той или иной технологии разработки (в равных горно-геологических условиях) обладают такие показатели, как мощность рудных тел и содержание полезного компонента. Но при этом рудные тела, имеющие одинаковую среднюю мощность, могут иметь различную форму, а значит, и изменчивость рудных контуров. Таким образом, возникает необходимость установления зависимости между мощностью рудного тела и изменчивостью контура этого тела. Изменчивость контура рудного тела, в свою очередь, зависит от изменчивости его мощности, т.е. от доли запасов руды в маломощной и мощной частях этого рудного тела.

Для решения этой задачи проведен анализ распределения запасов руды по классам мощности в рудных телах. При этом объектом исследований выбрано не единичное рудное тело, а часть залежи, отрабатываемой конкретным эксплуатационным блоком.

Средняя мощность рудных тел определяется по формулам:

$$M_{\text{ср}} = \frac{\sum M_i}{N}, \text{ м} \quad (1.1)$$

где: M_i - изменчивая частная мощность рудного тела, м;
 N - количество измерений.

$$M_{\text{ср}} = \frac{S_{\text{ср}}}{L}, \text{ м} \quad (1.2)$$

где: $S_{\text{ср}}$ - площадь рудного тела, м²;
 L - длина рудного тела, м.

Значения средней мощности, полученные обоими способами разнятся незначительно и находятся в пределах допустимой погрешности определения (5 %).

Результаты анализа обработаны на ЭВМ на предмет выявления зависимости распределения руды по классам мощности в зависимости от средней мощности рудных тел. По характеру поведения распределения рудные залежи разбились на три типа. Характер распределения запасов руды по классам мощности различных типов рудных залежей проиллюстрирован рис. 6, где по оси абсцисс отложены классы мощности, а по оси ординат - доля запасов руды в классе. Мощные рудные залежи (средняя мощность рудных тел более 5 м), крутопадающие рудные столбы и уплотненные мощные образования с высоким коэффициентом рудоносности, характеризуются бимодальным распределением запасов руды по классам мощности с максимумами для классов в 4,0 и 14,0 м (рис. 2)

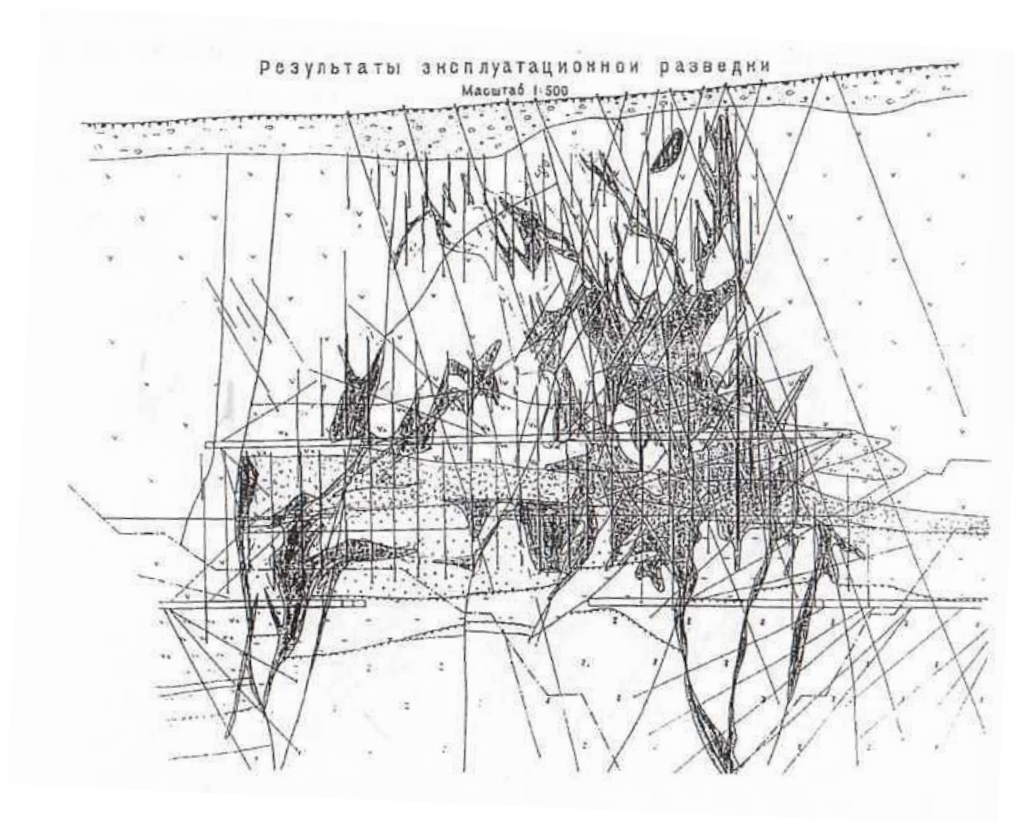


Рис. 2. Мощные рудные тела

Максимумы характеризуются соответственно величинами запасов в 2,5 % и 20 %. Запасы руды в мощных залежах распределяются в интервале мощностей 0,1...20 м, причем подавляющая их доля сосредоточена в классах мощности 11... 16 м. Этому типу рудных залежей присвоен порядковый номер “один” (I).

Штокверкоподобные залежи (средняя мощность рудных тел колеблется в пределах 2,5... 5,0 м) (рис.3) характеризуются так же, как и залежи 1 типа бимодальным распределением запасов руды по классам мощности с максимумами для классов в 4,5 и 11,0 м.

Максимумы характеризуются величинами запасов соответственно в 12 % и 9 %. Запасы руды в штокверкоподобных залежах распределяются в интервале мощностей 1... 15 м, причем доля запасов в классах 2... 13 разнится незначительно, этому типу присвоен порядковый номер “два” (II).

Жилообразные (рис. 4) и пластообразные (рис. 5) залежи простого строения (средняя мощность рудных тел колеблется в пределах 0,5...2,5 м) характеризуются унимодальным распределением запасов руды по классам мощности с максимумом для класса 2,2 м в 32 %. Кривая распределения колоколообразной формы имеет положительную асимметрию и положительный эксцесс (рис. 6). Запасы руды в маломощных залежах простого строения распределяются в интервале мощностей 0,1...7,0 м. Этому типу рудных залежей присвоен порядковый номер “три” (III).

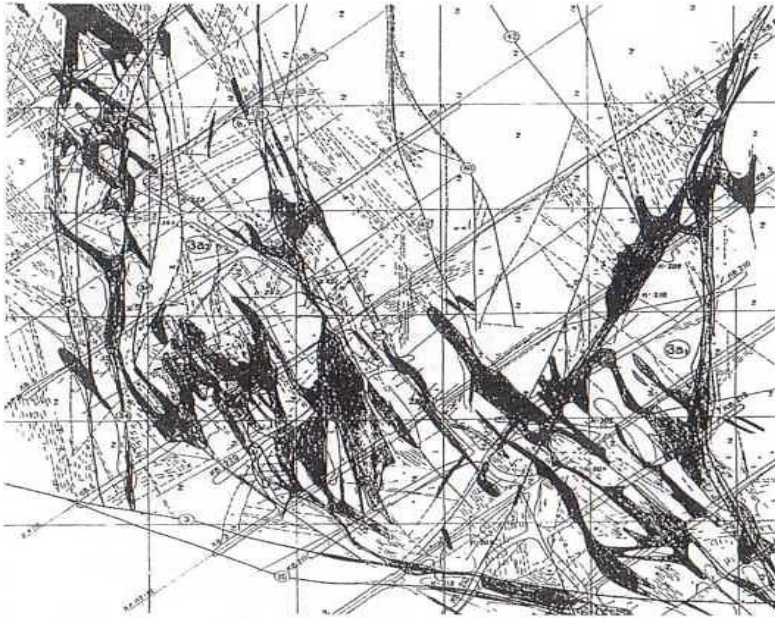


Рис. 3. Штокверкоподобные рудные тела

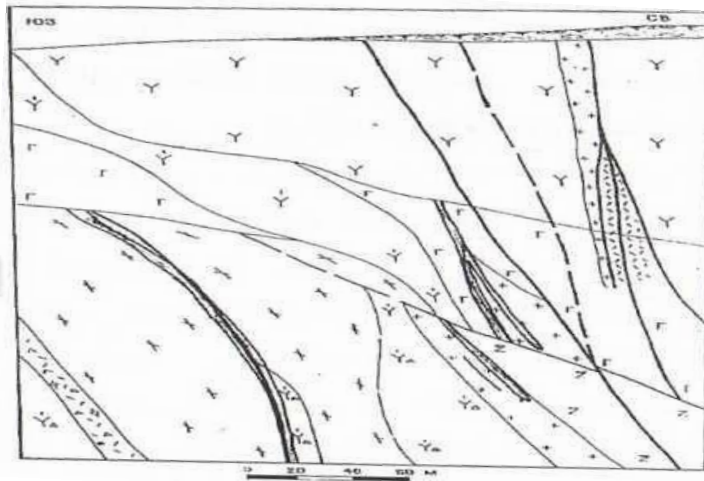


Рис. 4. Жилообразные рудные тела

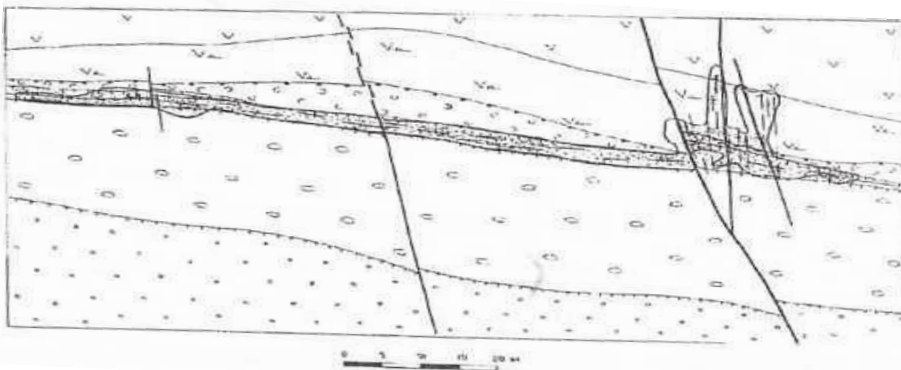


Рис. 5. Пластообразные рудные тела

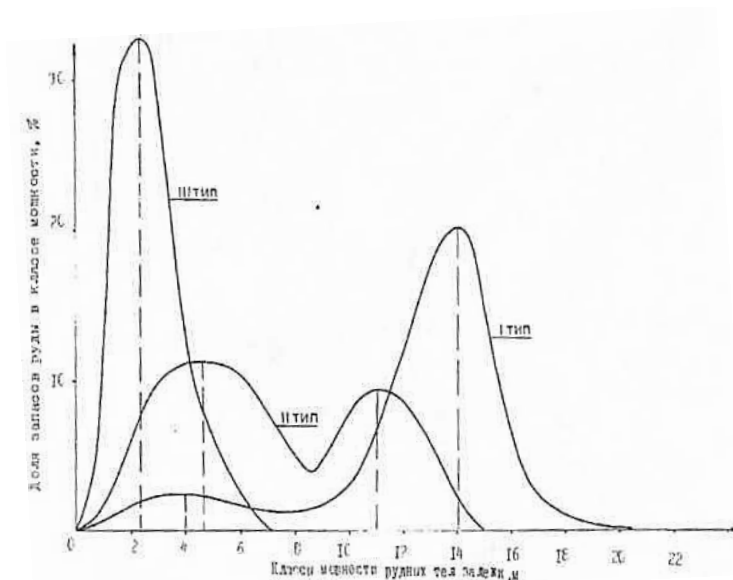


Рис. 6. Характер распределения запасов руды по классам мощности в различных типах рудных залежей.

Результаты анализа распределения запасов по классам мощности в зависимости от средней мощности рудных тел залежи приведены на рис. 6, где по оси абсцисс отложена средняя мощность рудных тел, а по оси ординат - доля запасов руды в классе мощности. Все рудные тела разделены на маломощные (0,1 ...2,5 м), средней мощности (2,51 ...5 м) и мощные (более 5 м), согласно установленной закономерности распределения запасов руды для различных морфологических типов залежей.

В результате анализа установлено, что в I типе рудных залежей преобладают рудные тела мощностью более 5 м, доля запасов руды в которых составляет 97 %. Маломощные апофизы и отдельные рудные линзы в этом типе несут лишь 3 % запасов руды. Во II типе рудные тела мощностью 2,51... 5,0 м несут 15 % запасов руды и 85 % приходится на рудные тела мощностью более 5 м. Для III типа залежей характерно преобладание рудных тел мощностью до 2,5 м, доля запасов руды в которых колеблется от 100 % до 30 %, составляя в среднем 70 %. Рудные тела мощностью 2,51 ...5,0 м несут в себе в среднем 30 % запасов руды, а класс рудных тел мощностью более 5,0 м в этом типе залежей практически отсутствует.

Как видно из рис. 6, доля запасов руды в классе мощности до 2,5 м составляет 100 % для рудных тел со средней мощностью от 0,1 до 1,6 м. По мере роста средней мощности рудных тел от 1,6 до 5 м доля запасов руды в этом классе падает от 100 % до 6 % и постепенно убывает при дальнейшем увеличении средней мощности. Доля запасов руды в классе 2,51... 5,0 м возрастает от 0 % до 70 % по мере роста средней мощности рудных тел от 1,6 м до 2,5 м, а при дальнейшем увеличении средней мощности до 6 м доля запасов руды в этом классе падает до 3 % и постепенно убывает до 0 % по мере роста средней мощности рудных тел залежи.

Доля запасов руды в классе мощности более 5 м возрастает от 0 % до 90 % по мере увеличения средней мощности рудных тел от 2,5 до 5 м. При дальнейшем росте мощности рудных тел доля запасов в этом классе мощности постепенно растет, достигая 100 % при средней мощности 16 м.

Таким образом, для каждого типа рудных залежей установлено закономерное соотношение доли запасов руды в различных классах мощности рудных тел. Кроме этого, установлено закономерное соотношение запасов руды в различных классах мощности, соответствующих в сумме 100 % для каждой конкретной средней мощности рудных тел залежи.

Закономерность распределения запасов по классам мощности в зависимости от средней мощности рудных тел дает возможность при проектировании оперативно определять их процентное соотношение, используемое для технико-экономических расчетов.

Для количественной оценки изменчивости контуров рудных используется формула В.Н. Уманца:

$$K_c = \frac{Z}{S_{cp}}, \quad (1.3)$$

где Z - длина контура рудного тела, м.

Показатель изменчивости контура рудного тела (K_c) до настоящего времени не получил практического применения.

Установлена тесная связь показателя изменчивости контура рудного тела и его средней мощности (M_{cp}) (рис. 7), где на графике по оси абсцисс отложена средняя мощность рудных тел по оси ординат.

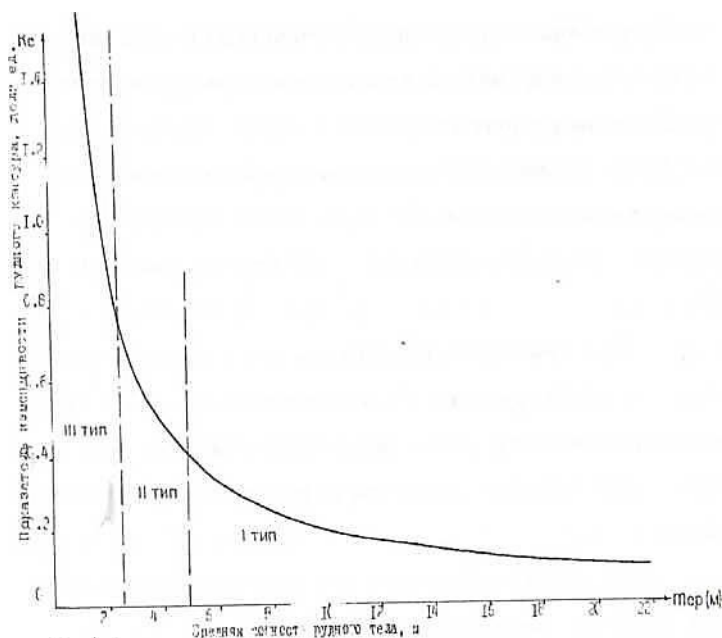


Рис. 7. График зависимости показателя изменчивости рудного контура от его средней мощности

Величина K_c в условиях месторождений Стрельцовского рудного поля закономерно изменяется от 0,1 до 2,0 при уменьшении средней мощности рудных тел от 22 м до 1 м. Таким образом, показатель изменчивости контура рудного тела выражает долю длины контура рудного тела на единицу площади в зависимости от его средней мощности.

K_c может быть использован для характеристики группы рудных тел как объектов разработки.

Приравнивая правые части формул (1,3) и (1,4), можно получить любой из трех параметров, используемых при проектировании:

Z - длину рудного тела, м;

M_{cp} - среднюю мощность рудных тел в контуре эксплуатационного блока, м;

S_p - площадь рудных тел в контуре эксплуатационного блока, м².

По качественной характеристике руды месторождений Стрельцовского рудного поля относятся к контрастным и даже высококонтрастным. По результатам опробования выделяются следующие технологические сорта руд, отличающиеся содержанием металла:

- забалансовые руды с содержанием металла от нижнего предела до бортового содержания;
- рядовые руды с содержанием металла от бортового до верхнего предела, принятого для обогащения руды на РОФ;
- богатые руды с содержанием металла выше установленного верхнего предела для рядовых руд, содержащие и весьма богатые руды (в 5-6 раз выше среднего качества). Богатые и весьма богатые руды не требуют обогащения и при их переработке на ГМЗ по специальной технологической схеме может быть обеспечено более высокое извлечение металла.

Для месторождений Стрельцовского рудного поля установлена закономерность распределения руды и металла по классам содержаний в зависимости от среднего содержания в недрах. На рис. 8 показано распределение руды и металла в процентах по классам:

- забалансовая руда и металл в ней;
- рядовая руда и металл в ней;
- богатая руда и металл в ней, составляющие 100 % в сумме для каждого значения среднего содержания в рудном теле.

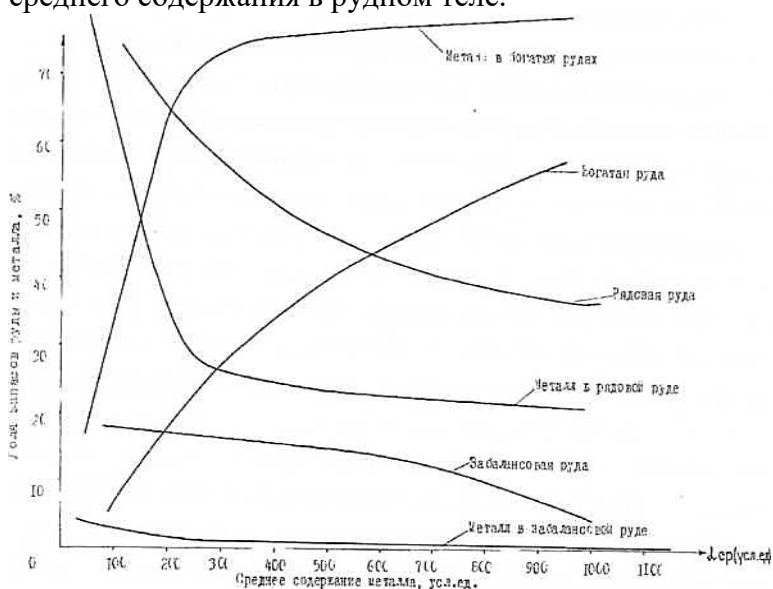


Рис. 8. Распределение руды и металла в зависимости от среднего содержания металла

Запасы забалансовой руды в зависимости от среднего содержания урана в балансовых рудах закономерно уменьшаются от 18 % при среднем содержании в 100 усл. ед. до 4 % при среднем содержании в 1000 усл. ед. Запасы рядовой руды уменьшаются по мере роста среднего содержания от 100 усл. ед. до 1000 усл. ед., соответственно с 75 % до 36 %. Запасы же богатой руды растут в данном интервале от 7 % до 60 %. Запасы металла в забалансовой руде при этом уменьшаются от 3 % до 1 %. Запасы металла в рядовой руде уменьшаются при росте среднего содержания в балансовых рудах от 100 усл. ед. до 250 усл. ед. с 63 % до 27 %, при дальнейшем увеличении среднего содержания урана кривая зависимости выполаживается и при среднем содержании в 1000 усл. ед. отвечает величине запасов металла в 20 %. Запасы металла в богатой руде по мере увеличения среднего содержания урана от 100 усл. ед. до 250 усл. ед. возрастает от 34 % до 72 %. При дальнейшем росте среднего содержания кривая зависимости выполаживается и в точке в 1000 усл. ед. имеет значение величины запасов в 79 %.

Закономерное распределение запасов руды и металла в ней по классам содержаний в зависимости от среднего содержания урана в балансовых рудах характерно для всех залежей месторождений Стрельцовского рудного поля.

Таким образом, среднее содержание металла в залежи, являющееся обязательным показателем подсчета запасов, может в качестве классификационного признака надежно использоваться для установления пределов соотношения технологических сортов руд.

1.3. Горнотехнические признаки типизации рудных образований

Как установлено в процессе ведения эксплуатационных работ на месторождениях Стрельцовского рудного поля, основными факторами, влияющими на устойчивость горных пород и руд Стрельцовской группы месторождений, являются физико-механические свойства, определяемые литологическим составом, текстурно-структурными особенностями и степенью гидротермальных изменений, тектоническая нарушенность и характер выполнения трещин, форма и величина обнажений, образуемых при ведении горных работ, обводненность. Значительно снижает устойчивость горных пород выполнение трещин гидрослюдами и глинистыми минералами. Коэффициент крепости пород (f) в зависимости от состава и гидротермальной проработки колеблется в широких пределах 6... 16.

Одним из основных показателей, определяющих устойчивость руд и вмещающих пород, является их трещиноватость.

Для характеристики руд и вмещающих пород по степени трещиноватости использована классификация А.А. Люминарского, выделившего четыре группы:

- I группа - сильнотрещиноватые породы - более 20 трещин на 1 м;
- II группа - трещиноватые породы - 7.. 20 трещин на 1 м;
- III группа - среднетрещиноватые породы - 3...7 трещин на 1 м;
- IV группа - слаботрещиноватые породы - менее 3 трещин на 1 м.

При геологическом картировании горных выработок установлено, что руды, как правило, относятся к I и II группам трещиноватости, т.е. являются сильнотрещиноватыми. Породы, вмещающие оруденение, менее трещиноваты и относятся к III и IV группам трещиноватости.

Руды в пределах рудных залежей столбообразной и уплощенной формы относятся к сильнотрещиноватым и трещиноватым (I, II группа); породы, вмещающие оруденение, характеризуются средней и слабой трещиноватостью (III, IV группа).

Руды в пределах штокверкоподобных рудных залежей относятся к категории сильнотрещиноватых - среднетрещиноватых (I, II группа), а вмещающие породы характеризуются средней и слабой трещиноватостью (III, IV группа).

Руды в пределах маломощных жилообразных залежей отнесены к сильнотрещиноватым и трещиноватым (I, II группа), а вмещающие породы - к средне- и слаботрещиноватым (III, IV группа).

В целом вмещающие породы вне зон тектонических нарушений характеризуются как среднеустойчивые. Исключение составляют туфы и песчаники, требующие крепления вслед за уходкой.

Руды в подавляющем своем большинстве неустойчивы вследствие приуроченности к тектоническим нарушениям. Руды с наложенным процессом окварцевания - среднеустойчивые, но согласно результатам разведочных и эксплуатационных работ составляют лишь 30 % от общих запасов. Процесс окварцевания характерен для руд штокверкоподобных залежей, локализованных в трахидацитах.

2. МЕТОДИКА РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

2.1. Методика геологической разведки месторождений скальных радиоактивных руд

Геолого-разведочными работами на площади кальдеры выявлены двадцать урановых и молибденово-урановых месторождений, в том числе шестнадцать промышленных крупных и средних по запасам.

Методика разведки месторождений заключалась в следующем. На основании поверхностного картирования, геофизических работ и поискового бурения выделялись рудоносные тектонические зоны. На стадии предварительной разведки эти зоны разбуривались по сети 100*50 м. По результатам буровых работ подсчитывались запасы категории С₂. Детальная разведка осуществлялась горно-буровой системой. Месторождения вскрывались вертикальными шахтами, из которых на двух-трех горизонтах с интервалами по вертикали равными 60 м, вдоль рудных залежей проходились штреки. По мощности залежи вскрывались ортами с интервалами по горизонтали 50, 100 м. Из ортов бурились наклонные скважины, в результате чего создавалась разведочная сеть 50 * 15...20 м. Опробование рудных залежей проводилось гамма-методом (горных выработок - гамма-опробованием, скважин - гамма-каротажом). Заверка данных гамма-метода велась химическим опробованием: горных выработок — бороздовым опробованием - вес пробы 10 кг (длина пробы 1 м, сечение борозды 5*10 см); скважин - керновым опробованием - вес пробы 10 кг (длина пробы 1 м, половинка керна диаметром 93 мм).

В процессе проходки горных выработок и колонковых скважин производилась геологическая документация, в которой детально фиксировалось геологическое строение рудных образований и месторождений в целом. На основании проведенных работ подсчитывались запасы урана категории С). Запасы проходили апробацию и утверждение в ГКЗ и передавались комбинату для освоения. Рассматривая взаимоотношение рудных образований для Стрельцовского рудного поля можно установить следующий иерархический ряд: рудное поле - рудоносная тектоническая зона - месторождение - рудная залежь - рудное тело. Геологоразведочными работами, проводимыми по указанной схеме, давались характеристики членам иерархического ряда от рудного поля до рудной залежи включительно. Соответственно подсчитывались и запасы. Рудное тело - основной объект отработки - оставалось не охарактеризованным, так как для этого было необходимо значительно сгущать сеть, что на стадии геологоразведочных работ было невыполнимо. Информация, полученная при проведении геологоразведочных работ, была достаточной для проектирования на уровне технического проекта и перспективного планирования. Рабочее проектирование и оперативное планирование требовали более детальных данных. Вновь созданная рудничная геологическая служба должна была готовить эти данные.

2.2. Методика эксплуатационной разведки месторождений скальных радиоактивных руд.

Отработка рудных тел производится несколькими системами, обеспечивающими полноту выемки и минимальное разубоживание. Сложные и очень сложные рудные тела отрабатываются системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью». При этой системе блок разделяется на слои высотой 3...3,5 м. На каждом слое заходками вынимаются рудные тела, и в отработанное пространство подается твердеющая смесь на цементной основе. После отработки слоя работы переходят на нижележащий слой. Эта система обеспечивает полноту выемки, низкие потери и разубоживание, создает безопасные условия труда, обеспечивает радонобезопасность, но трудоемка и эффективна лишь при отработке богатых руд.

Простые крутопадающие рудные тела обрабатываются системой подэтажных штреков, пологопадающие пластообразные рудные тела - системой заходок по восстанию с частичным заполнением выработанного пространства твердеющей закладкой.

Применение каждой из названных систем требует детальной информации о форме и условиях залегания рудных тел, запасах, которые определяют качество отработки (потери и разубоживание). Эта информация накапливается в процессе проведения эксплуатационной разведки.

Как показала практика, для получения всех необходимых данных должна быть создана разведочная сеть 5×5 м. Получить такую сеть сразу при больших размерах эксплуатационных блоков невозможно. Поэтому методика эксплуатационной разведки, разработанная на предприятии, предусматривает проведение разведки в три этапа.

При нисходящей слоевой выемке на первом этапе эксплуатационный блок разбуливается из горно-подготовительных выработок скважинами без отбора керна с последующим гамма-каротажом по сети 25×10 м. На основании полученных данных определяется положение рудных тел, уточняются запасы блока, корректируются направления дальнейших горноподготовительных и нарезных работ. На втором этапе каждый слой разбуливается из нарезных выработок горизонтальными скважинами с интервалами м. Полученная информация служит для определения направления очистных заходок и составления технологической карты отработки слоя. Уточняются запасы слоя. На третьем этапе ведется опробование забоев заходок с интервалами 5 м. Пройденные заходки в целях предотвращения оставления руды в бортах разбуливаются по контуру 1,5-метровыми шпурами с последующим гамма-каротажом. На основании этих данных ведется расчет погашенных запасов, потерь и разубоживания.

При системе с магазинированием эксплуатационный блок также разбуливается в начале по сети 25×10 м. Уточняется положение рудного тела и его запасы. По этим данным проектируются нарезные работы. Далее из поэтажных штреков, пройденных по рудным телам, производится бурение отпалочных вееров скважин, расстояние между которыми в зависимости от диаметра скважин равно 1,5...3,0 м. Для получения сведений о количестве руды в рудном теле, его форме и содержании в нем полезного компонента производится гамма-каротаж взрывных скважин. По результатам гамма-каротажа отстраивается рудный контур, контур отбойки, рассчитываются потери и разубоживание.

При системе отработки заходками по восстанию кроме предварительного разбуливания блока по сети 25×10 м, ведется бурение скважин с интервалами 10 м по простиранию рудного тела при угле встречи с рудным телом не менее 30° , определяются контуры распространения оруденения и составляется технологическая карта отработки блока. По мере выемки рудного тела ведется опробование забоев заходок, на основании этого опробования производятся расчеты погашения запасов, потерь и разубоживания.

Вся информация по каждому эксплуатационному блоку, полученная при проведении геологоразведочных работ и эксплуатационной разведке, сосредотачивается в паспорте эксплуатационного блока. В паспорте также ведется учет движения запасов по блоку, подэтажу, слою. Информация, содержащаяся в паспорте блока, полностью обеспечивает проектирование и проведение горных работ.

Применение геофизических методов на различных стадиях разведки и эксплуатации урановых месторождений обусловлено экспрессностью методов, высокой точностью определения параметров оруденения и относительно невысокой стоимостью работ. Все это позволило практически вытеснить традиционные «геологические» методы опробования, оставив за ними роль внешнего контроля.

Геофизики взяли на себя подготовку данных для подсчета запасов на стадии эксплуатационной разведки, сортировку всей горно-рудной массы, выдаваемой на-гора, товарный учет, крупнопорционное и покусковое обогащение руд, физические методы анализов, дозиметрический контроль и радиоэкологию - на стадии эксплуатации месторождений.

Успешному применению геофизических методов способствовали не только благоприятные природные свойства руд: радиологическое равновесие между ураном и радием, невысокое эманирование руд, отсутствие мешающего влияния других радиоактивных элементов (тория, калия-40), практически одинаковая плотность вмещающих пород и руд, нормативный вещественный состав, но и большой объем проведенных научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ. Учитывался не только большой опыт Сосновского ПГО, но и новейшие разработки всесоюзных институтов: ВИРГа, НПО «Рудгеофизика», ВНИИХТа, ВНИПИПТа, ЦНИЛА (Желтые Воды) и др. В составе предприятия успешно функционируют лаборатории: геофизическая, радиационной безопасности и экологическая. На этой основе сложился комплекс методов, который стал обязательным в процессе разведки, добычи и переработки руд. Это в основном гамма-методы (основанные на измерении гамма-излучения): гамма-каротаж (ГК), гамма-опробование (ГО), гамма-профилирование (ГП), гамма-экспресс-анализ (ГЭА), радиометрическая забойная сортировка (РЗС), радиометрическое обогащение руд. Для контроля попутного компонента (молибдена) были применены различные модификации рентгено-радиометрического метода (РММ): каротаж (РРК), опробование (РРО), экспресс-анализ (РРЭА). Для определения пространственного положения скважин выполнялся значительный объем инклинометрии. Особую сложность при этом составляли исследования субгоризонтальных и восстающих скважин подземного бурения из-за отсутствия соответствующей аппаратуры.

3. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СКАЛЬНЫХ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

3.1. Вскрытие месторождений

Учитывая сравнительно малорасчлененный рельеф местности, где расположены месторождения Стрельцовского рудного поля, характер пересекаемых горных пород и объемы горнорудной массы выдаваемой на поверхность, вскрытие месторождений производилось бетонными стволами диаметром 6 м на глубину от 200 м до 1 км (рис. 9).

Конструктивные особенности ствола приведены на рис. 10. В поперечном сечении располагаются две двухэтажные клетки и ходовое отделение. Рудничные дворы, как правило, проходятся сечением 20 м², длина рудничного двора 120 м.

Вскрытие рудных залежей осуществляется квершлагами сечением 12 м², которые проходятся на каждом эксплуатационном I горизонте.

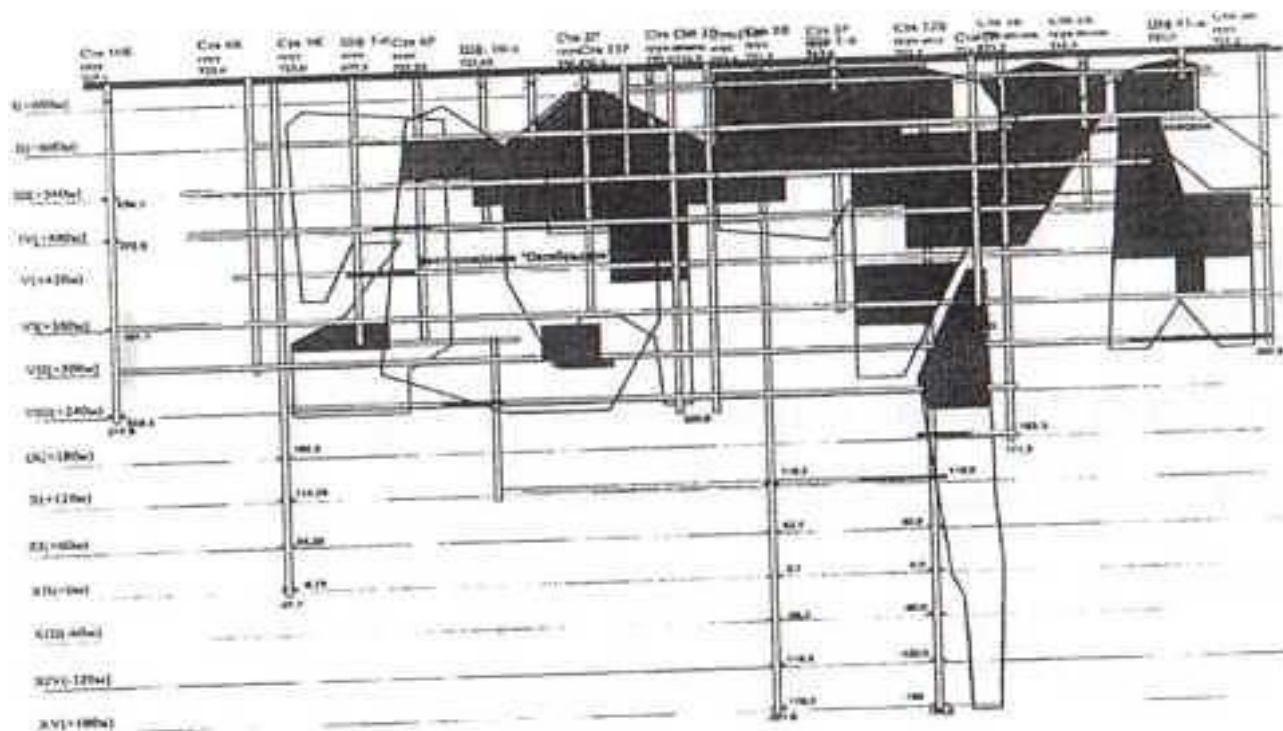


Рис. 9. Схема вскрытия уранового рудника

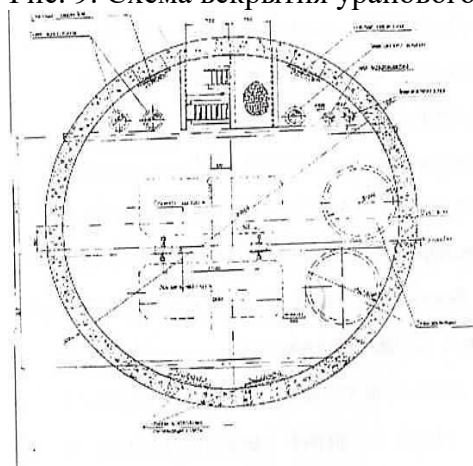


Рис. 10. Сечение бетонного ствола

3.2. Проведение подготовительных выработок

Подготовка - разбивка шахтного поля на этажи, этажи на блоки, а на подэтажи или слои - преследует создание наиболее благоприятных условий для производства очистной выемки руды. Из этого следует, что порядок и приемы подготовки неразрывно связаны с

очистной выемкой, т.е. с применяемыми системами разработки. К подготовительным относятся выработки, пройденные вне контура эксплуатационного блока и сохраняющиеся до его полной отработки.

Как уже было указано, подготовка месторождений к выемке делится на два этапа:

- разбивка его на этажи, т.е. проходка выработок основных горизонтов;
- разбивка этажа на выемочные единицы - эксплуатационные блоки, т.е. проходка подготовительных ортов и восстающих выработок.

Подготовка горизонтов осуществляется проходкой полевых подготовительных штреков сечением $8,6 \text{ м}^2$. Вид крепления этих выработок выбирается в зависимости от устойчивости пород.

Подготовка выемочных единиц (эксплуатационных блоков) ведется как проходкой горизонтальных, так и вертикальных выработок. Горизонтальные выработки (орты, штреки) проходятся с таким расчетом, чтобы пересечь всю рудоносную площадь. Сечение ортов, штреков - $8,6 \text{ м}^2$. Вид крепления этих выработок выбирается в зависимости от устойчивости пород.

Вертикальные блоковые выработки служат для передвижения людей, доставки материалов и оборудования, проветривания выработанного пространства, перепуска горнорудной массы.

Ходовые восстающие проходятся сечением $4,0 \text{ м}^2$ и в обязательном порядке оборудуются ходовым отделением.

Доставочные восстающие проходятся также сечением $4,0 \text{ м}^2$ и оборудуются подъемным устройством для доставки на рабочие слои (подэтажи) материалов, запасных частей и оборудования. Реже проходятся материально-ходовые восстающие, имеющие два отделения: ходовое и грузовое. Сечение таких восстающих 6 м^2 .

Вентиляционные восстающие проходятся сечением $2,5 \text{ м}^2$ и служат для проветривания горных работ в эксплуатационных блоках.

Рудоспуски проходятся сечением $2,5 \text{ м}^2$ и служат для перепуска горнорудной массы из очистных забоев на основной откаточный I горизонт.

Вертикальные выработки проходятся квадратной и круглой формы. Для проходки квадратных восстающих выработок используются в породах средней устойчивости и устойчивых проходческие комплексы КПВ, в породах неустойчивых - проходческие комплексы ПЩБ. Круглые восстающие проводятся в породах средней устойчивости и устойчивых - буровыми комплексами 2-КВ.

Подготовка запасов под систему «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» и «наклонные слои с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» проводится по двум схемам: центральная и фланговая.

При подготовке центральной системой рудоперепуски, при длине стандартного эксплуатационного блока в 100 м, располагаются в центре выемочной единицы. Выработки проходятся полевыми (рис. 11).

При подготовке фланговой схемой рудоперепуски располагаются на флангах выемочной единицы. Выработки проходятся полевыми. Очистные работы в таких блоках ведутся от фланга к центру.

Более распространена центральная схема подготовки с совмещением в блоке основных и закладочных выработок. Для блоков с площадью оруденения более 10000 м^2 применяются схемы подготовки с наклонными транспортными съездами.

Схема подготовки эксплуатационных блоков под систему ' «наклонные слои с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» аналогична схеме под систему «нисходящая слоевая выемка...» (рис. 12).

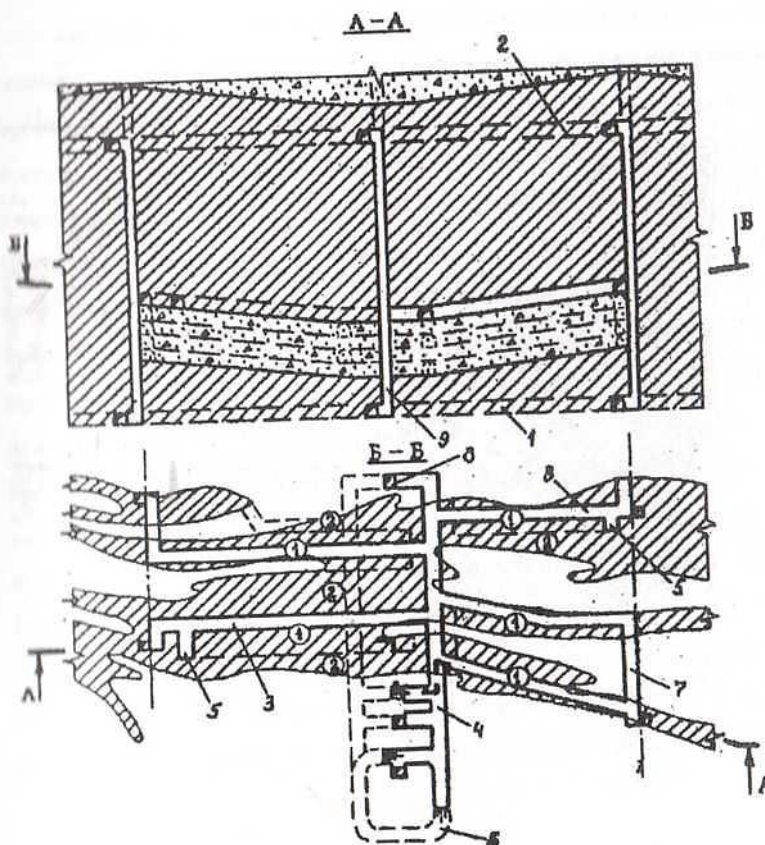


Рис. 11. Подготовка блока под систему разработки «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью

- 1 - заходка первой очереди; 2 - заходка второй очереди.
 1 - штрек на основном (откаточном) горизонте; 2 — штрек вентиляционный;
 3 - штрек слоевой; 4 - квершлаг блоковый; 5 - заходка разрезная; 6 - уклон (съезд); 7 - сбойка вентиляционная; 8 - восстающий блоковый вентиляционный; 9 - восстающий рудопускной.

Подготовка запасов под систему «подэтажных штреков» ведется проходкой восстающих выработок через 50 м по простиранию рудных тел из ранее пройденных на откаточных горизонтах блоковых ортов. Выработки проходятся полевыми. Схема подготовки приведена на рис. 13.

Подготовка запасов под систему «блоковое магазинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием» производится как и для системы «подэтажные штреки» проходкой восстающих выработок через 50 м по простиранию рудных тел из ранее пройденных на откаточных горизонтах блоковых ортов. Выработки проходятся полевыми. Кроме этого, выше контура отбойки не менее чем на 5 м проходится вдоль рудного тела оросительный штрек и оросительные орты. Из оросительных выработок бурятся сплошным забоем оросительные скважины диаметром 105 мм. Ниже контура отбойки на расстоянии не менее 5 м проходится наклонный (угол наклона 3...50) дренажный штрек и из него дренажные орты. Из дренажных выработок в контур отбойки бурится сплошным забоем дренажные скважины диаметром 105 мм.

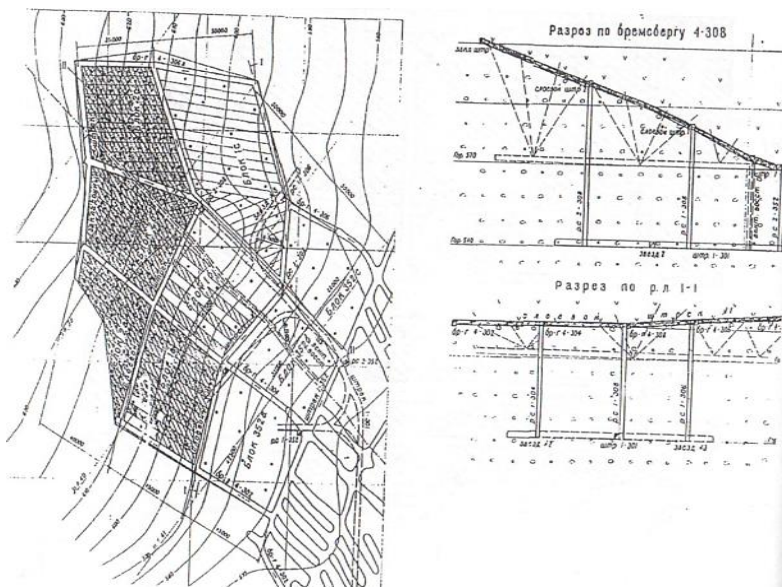


Рис. 12. Схема подготовки эксплуатационного блока под систему разработки «наклонные слои с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью»

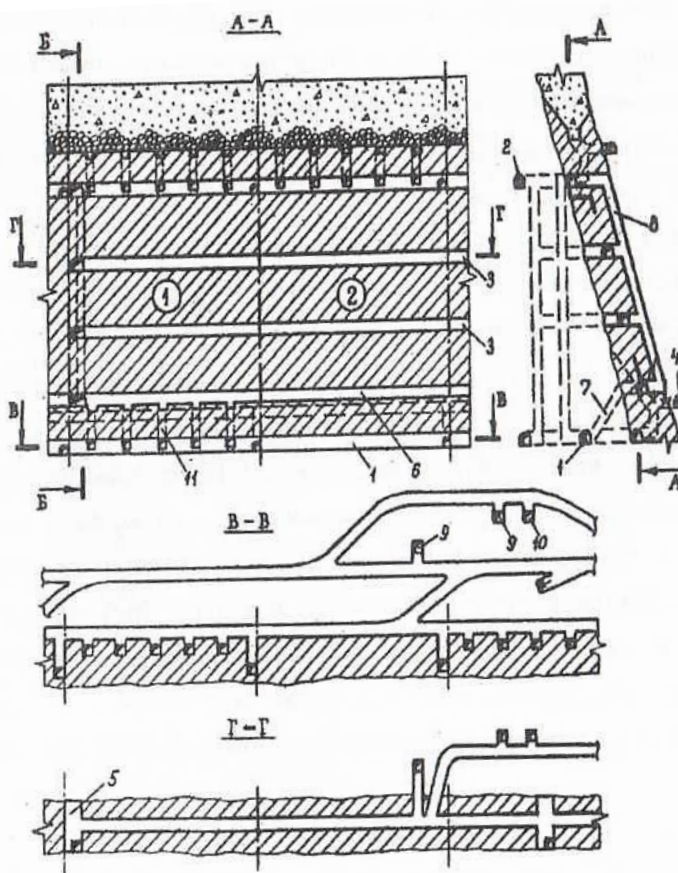


Рис. 13. Схема подготовки эксплуатационного блока под систему отработки «подэтажные штреки»

- 1 - камера первой очереди; 2 - камера второй очереди.
 1 - штрек на основном (откаточном) горизонте; 2 - штрек вентиляционный;
 3 - штрек подэтажный; 4 - коллектор; 5 - заходка отрезная; 6 - штрек подсечной; 7 - уклон (съезд); 8 - восстающий отрезной; 9 - восстающий блоковый, вентиляционный; 10 - восстающий рудопускной; 11 - дучка

Из выработок верхнего откаточного горизонта сплошным забоем бурятся наблюдательные скважины. Ниже уровня дренажного штрека оборудуется приемный зумпф, в который и собираются растворы, насыщенные ураном (продуктивные растворы) (рис. 14).

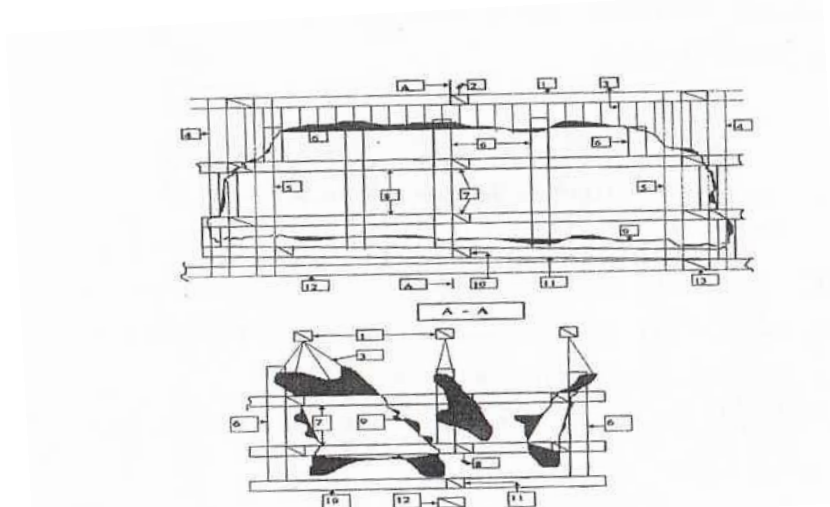


Рис. 14. Схема подготовки эксплуатационного блока под систему отработки «блоковое magazинирование с последующим выщелачиванием»

1 - оросительный штрек; 2 - оросительный орт; 3 оросительные скважины; 4 - восстающий; 5 - рудоспуск; 6 - отрезной восстающий; 7 - буровой орт; 8 - буровой штрек; 9 - контур рудного тела; 10 - дренажный орт; 11- дренажный штрек, 12 - откаточный штрек; 13- откаточный орт

3.2. Проведение нарезных выработок

К нарезным относятся горизонтальные, наклонные и вертикальные выработки, пройденные в контуре эксплуатационного блока и погашаемые в процессе его отработки.

При отработке запасов системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» и «наклонные слои с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» к нарезным выработкам относятся разрезные и слоевые штреки и орты. Выработки проходятся сечением 12 м² из расчета, чтобы по ним могла свободно передвигаться самоходная погрузо-доставочная техника (см. рис.11, 12).

При отработке запасов системой «подэтажных штреков» проходятся следующие нарезные выработки: подэтажные и подсечные штреки (орты), отрезные восстающие (щели), вентиляционные сбойки и ходки, воронки выпускные. Сечение подэтажных штреков и ортов определяется проектом и зависит от мощности рудного тела и применяемой погрузо-доставочной и буровой техники (см. рис.13).

При отработке запасов системой «блоковое magazинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием» к нарезным выработкам относятся: буровые штреки (орты), отрезные восстающие (щели). Сечение буровых штреков и ортов определяется проектом и зависит от мощности рудного тела и применяемой погрузо-доставочной и буровой техники (см. рис. 14)

3.3. Отбойка руды при очистной выемке

Наиболее распространенной системой при разработке скальных урановых месторождений является «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью», которая благодаря своей гибкости позволяет добывать с минимальными потерями и разубоживанием ценную урановую руду. Данной системой отрабатываются крутопадающие рудные тела штокверковой, линзообразной, жильной формы с высоким содержанием урана.

Рудные залежи при подготовке к очистной выемке слоевой системой делятся в пределах каждого этажа на очистные блоки длиной 100...200 м и запасами 150...200 тыс. т руды. Очистные работы в блоках, отрабатываемых слоевой системой, как правило, ведутся на 2-3 уровнях одновременно, за счет этого производительность блока увеличивается в 1,5...2 раза. При многоярусной отработке блоков решены вопросы независимого проветривания очистных слоев каждого яруса и отдельной отгрузки горнорудной массы со слоев.

На одном слое в зависимости от мощности рудных тел и их количества в пределах блока в одновременной работе могут быть несколько заходов. Для организации работ на слое составляется технологическая карта слоя. На этой карте указана очередность отработки заходов и последовательность их закладки, (см. рис. 11). Параметры заходки в зависимости от мощности рудного тела могут колебаться:

- ширина заходки от 2,5...4,5 м;
- высота заходки от 3...4 м.

Заходки проходятся с положительным уклоном 3...5°, что обеспечивает более полную закладку выработанного пространства. Оптимальная длина заходов 25 м.

Отбойка руды производится буровзрывным способом. Применяется пневмоударное буровое оборудование типа:

- буровые колонки J1KP-14;
- перфораторы ПП-40, ПП-54, ПТ-36, ПТ-45;
- буровые каретки БК-2П; УШБ-221П; 2УБН-2П.

При отработке запасов слоя и полной закладке выработанного пространства производится врезка нижележащего слоя. Один из рудоспусков заполняется горнорудной массой по уровень почвы отработанного слоя. На горнорудную массу в рудоспуске загоняется погрузо-доставочная машина и буровое оборудование, а затем часть массы выпускается с таким расчетом, чтобы ее поверхность оказалась на уровне почвы вновь зарезаемого слоя. Из рудоспуска, заполненного горнорудной массой, производится врезка нового слоя.

Для снижения затрат на погашение выработанного пространства на предприятии разработан вариант слоевой системы: нисходящая слоевая выемка с повышенной высотой слоя и частичной закладкой выработанного пространства. Рудное тело мощностью не более 3,5 м с устойчивыми рудами и вмещающими породами отрабатывается нисходящими горизонтальными слоями высотой до 6 м. Сначала проходится заходка высотой 3 м, затем разбуривается кровля очистной выработки строго по контуру рудного тела и отбивается лента высотой в 1,5 м. С отбитой руды вновь производится разбуривание кровли и отбойка ленты высотой 1,5 м. Кровля выработки приводится в безопасное состояние, а руда отгружается в рудоспуски. Отработанная заходка погашается твердеющей закладкой прочностью не менее 3,5 МПа на высоту 2,5...3 м. Применение данного варианта слоевой системы ограничено несколькими условиями: рудное тело мощностью не более 3,5 м должно быть выдержанным по падению и простиранию; руды и вмещающие породы средней устойчивости или устойчивые. Запасов, отвечающих этим условиям, в общем объеме рудного поля не более 3...4 %, поэтому данный вариант слоевой системы ограничен в своем применении.

Отработка пологопадающих рудных залежей производится системой «заходки по восстанию с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью». Специфика отработки этих запасов состоит в том, что мощность пласта в большинстве случаев не принимает 2 м, что требует применения оборудования, позволяющего производить выемку пласта с минимальным прихватом в кровле пустых пород. При значительной ширине пласта в одновременной работе могут быть до 5-6 заходок. Заходки имеют ширину 3,5...4,5 м и проходятся с положительным уклоном 3...50 (см. рис. 12).

Значительное распространение при добыче скальных урановых руд получила система с открытым очистным пространством - подэтажные штреки». Этой системой отрабатываются рудные тела с выдержанными параметрами.

Как указывалось ранее, высота этажа составляет 60 м. Длина блока принимается кратной 50 м. При разработке месторождения урановых руд «подэтажными штреками» высота подэтажа равна 10 м. Подэтажные штреки проходятся, как правило, в центральной части рудного тела. Самый нижний подэтажный штрек располагается в 4 м выше выпускного штрека и соединяется с последним выпускными дучками. Дучки в верхней части расширяются в виде воронок. Комплекс выпускного штрека и дучек называется днищем блока. При значительной мощности рудного тела из нижнего подэтажного штрека производится подсечка рудного тела подэтажными ортами (см. рис. 13).

Бурение восстающих вееров взрывных скважин производится станками БУ-80 или НКР-100 м. Расстояние между веерами скважин и концами скважин в веере рассчитывается в зависимости от диаметра скважин и коэффициента крепости вмещающих пород. Бурение ведется из подрезных ортов при большой мощности рудного тела или из подэтажных штреков (при незначительной мощности рудного тела).

Очистная выемка блока начинается с верхнего подэтажа от его середины и продвигается к флангам. Началу очистной выемки предшествует проходка отрезного восстающего посередине блока и разделка его в отрезную щель на всю мощность рудного тела. Отрезной восстающий проходится на всю высоту блока секциями от подэтажа к подэтажу. Разделка отрезной щели производится почвенно-уступным забоем, участками от нижнего подэтажа к верхнему. Заряжание взрывных скважин производится пневмозарядчиками типа ЗП-3, ЗП-5. Для взрывания применяется ВВ типа «гранулит». Схема взрывания электрическая. Вееры скважин взрываются с определенным замедлением во избежание прострелов или отказов. Заряжается и взрывается полностью весь подэтаж. После проветривания производится приведение блока в безопасное состояние. Затем повторяется весь процесс отбойки нижележащего подэтажа и так, пока не будет погашен весь объем руды в пределах блока.

Выше первого подэтажа оставляется потолочина толщиной не менее 5 м, предохраняющая горные работы и выработки верхнего эксплуатационного горизонта от обрушения, а если выше, расположена отработанная камера - то от обрушения налегающих пород. Если запасы всей рудной залежи отрабатываются системой «подэтажных штреков», то между смежными блоками оставляются межкамерные целики. Потолочина и межкамерные целики погашаются позднее, после выемки двух соседних камер.

Одной из наиболее перспективных систем отработки урановых руд является система «блоковое магазинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием». Отрабатываются этой системой бедные и рядовые по содержанию полезного компонента руды. Отбойке запасов в контуре эксплуатационного блока предшествует, как указывалось ранее, подготовка, нарезка и обустройство взрывных скважин.

Отбойка производится аналогично системе «подэтажные штреки». Отличие заключается в том, что при системе «блоковое магазинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием» производится выпуск лишь 25...30 % горнорудной массы, а 70 % остается в магазине и в дальнейшем подвергается выщелачиванию (рис. 14).

Параметры блока под подземное выщелачивание:

- длина блока 120... 150 м;
- ширина блока 30...40 м;
- высота блока 40...60 м.

3.4. Погрузка и доставка руды при очистной выемке

На протяжении 20 лет повсеместно на рудниках урановых предприятий применяются пневматические погрузочно-доставочные машины (ПДМ) МПДН-1М с бункером в 2 м³.

В 1988 г. на рудниках появились малогабаритные электрогидравлические ПДМ из ГДР типа УЛЕ-2 и УЛЕ-3. Машины показали себя с хорошей стороны: при работе на маломощных рудных телах разубоживание снижалось на 30. ..40 %. Отечественные заводы подобных машин не производили. Испытывая необходимость в подобной технике, предприятие совместно с НИПИГормаш занялось разработкой и изготовлением ПДМ этого класса. Первоначально разрабатывались две модели с жесткой базой и грузонесущим ковшом. На основе ходовой части машины МПДН были изготовлены машины ПД-1П и ПД-2ЭЖ. При испытании выявился крупный недостаток машин с жесткой базой - интенсивный износ пневмошин. Одновременно накапливался опыт эксплуатации шарнирносочлененных машин УЛЕ-2 и УЛЕ-3 с грузонесущим ковшом, который показал их высокую эффективность. Поэтому и была разработана собственная машина подобного класса - ПД-2Э. С 1990 г. начался ее серийный выпуск.

За счет замены широкозахватных машин МПДН-1М на узкозахватные ПД-2Э ширина очистных выработок на маломощных рудных телах снизилась до 2,4...2,5 м, что позволяет снизить разубоживание при отбойке на 10...20 %.

Вышеназванная погрузочно-доставочная техника широко применяется при подготовке, нарезке и отработке запасов системами: «исходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью», «подэтажные штреки», «блоковое магазинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием».

При отработке запасов системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» доставка руды в рудоспуски осуществляется описанными ПДМ. Оптимальная длина откатки составляет 25 м. Горнорудная масса отгружается в рудоспуски, оборудованные пневмолюками на уровне откаточных горизонтов. Из рудоспусков горнорудная масса выгружается в шахтные вагоны и доставляется на выданные стволы, по которым поднимается на поверхностный шахтный комплекс, где на радиометрических рудоконтрольных станциях делится на сорта: пустая порода, забалансовая руда, рядовая руда и богатая руда. Каждый сорт загружается в отдельный бункер, из которого в крупнотоннажных автосамосвалах отправляется на дальнейшие технологические переделы.

При отработке запасов системой «заходки по восстанию с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» отгрузка и доставка руды производится аналогично системе «нисходящая слоевая выемка...». При отработке маломощных (до 1 м) рудных пластов довольно часто применяется доставка руды скреперными установками, что позволяет значительно снизить разубоживание при отбойке.

При выемке запасов системой «подэтажные штреки» частичная отгрузка производится из подэтажных штреков в рудоспуски самоходными ПДМ. Окончательный выпуск камер осуществляется после полной отбойки запасов руды через выпускные дучки в днище. Днище может быть двух типов. Первый вариант предусматривает установку на выпускные дучки вибролюков и отгрузку неродственно в шахтные вагоны. Второй вариант представлен так называемым плоским днищем. Из откаточного штрека с расстоянием 5...6

м между центрами проходятся камеры, из которых и поднимаются дучки до подсечного штрека. После полной отбойки камеры погрузочной машиной типа ППН-1, ППН-3 производится боковая погрузка горнорудной массы из-под дучек в шахтные вагоны.

При отработке запасов системой «блоковое magazинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием» для создания компенсационного пространства производится частичный выпуск горнорудной массы в процессе отбойки через подэтажные штреки. Максимальный объем выпуска достигает 30 %. Доставка руды во фланговые рудоспуски, оборудованные пневмолюками, осуществляется самоходными ПДМ.

3.5. Крепление горных выработок и выработанного пространства

Выбор типа крепления осуществляется в зависимости от устойчивости пород, в которых проводятся выработки, от характера и назначения выработок.

3.4.1. Крепление горно-капитальных выработок

Высечка из ствола в зависимости от устойчивости вмещающих пород в интервале 0...10 м крепится железобетоном остальная часть рудничного двора - железобетонными штангами с нанесением слоя торкретбетона толщиной 50 мм.

Квершлаг крепятся железобетонными штангами с нанесением слоя торкретбетона толщиной 30...50 мм. Участки квершлаг, пройденные по неустойчивым породам, крепятся металлической арочной крепью с затяжкой кровли и бортов железобетонными «досками» (рис. 15).

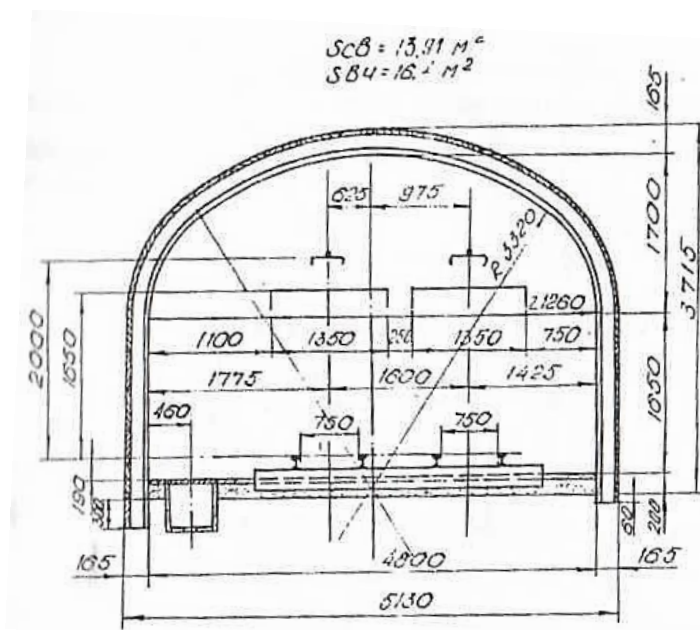


Рис. 15. Сечение горно-капитальной выработки, закрепленной металлической арочной крепью с затяжкой кровли и бортов железобетонными «досками»

3.4.2. Крепление горно-подготовительных выработок

Горизонтальные горно-подготовительные выработки на откаточных горизонтах, служащие не менее 5 лет, крепятся в зависимости от устойчивости вмещающих пород.

Выработки, пройденные в породах средней устойчивости крепятся железобетонными штангами с затяжкой кровля металлической сеткой (рис. 17).

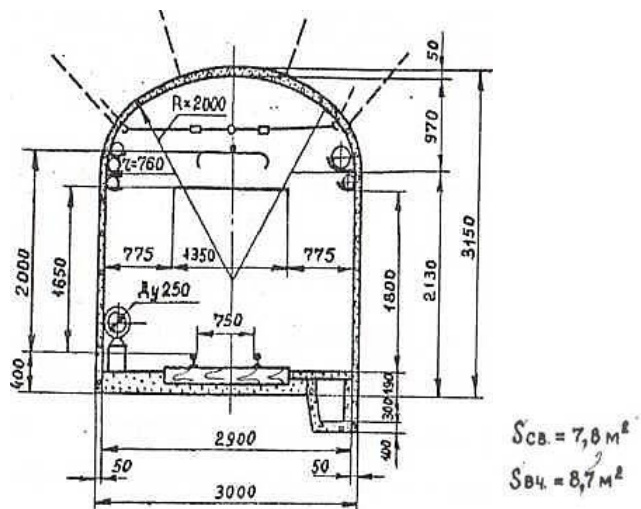


Рис. 17. Сечение выработки, закрепленной железобетонными штангами с затяжкой кровли металлической сеткой

Горизонтальные выработки, пройденные в неустойчивых породах и служащие менее 5 лет, крепятся деревянной крепью (рис.18).

$$S_{\text{вч}} = 4,4 \text{ м}^2$$

$$S_{\text{св}} = 4,0 \text{ м}^2$$

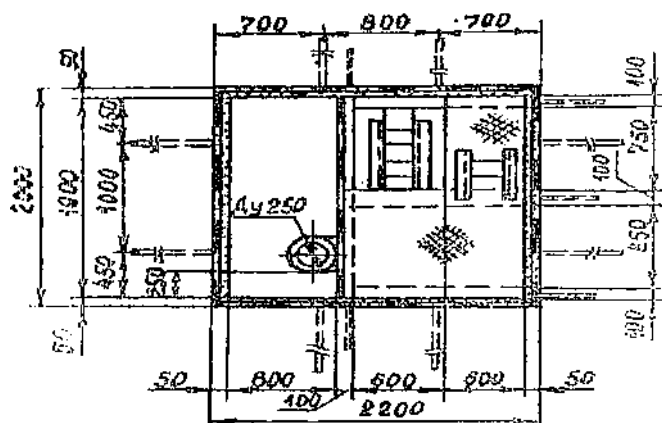
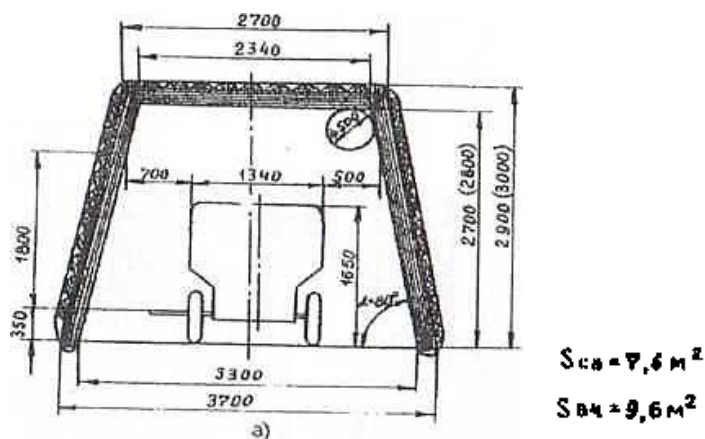


Рис. 20. Сечение восстающего, закрепленного анкерной крепью с использованием металлической сетки и набрызгбетона

Восстающие, пройденные комбайном 2КВ (круглого сечения) в породах устойчивых и средней устойчивости, не крепятся. В отдельных случаях применяется анкерная крепь с локальной затяжкой бортов металлической сеткой.

3.6.3. Крепление нарезных выработок

Горизонтальные нарезные выработки, пройденные в неустойчивых породах, крепятся деревянной крепью (рис. 21).



$$S_{\text{св}} = 7,6 \text{ м}^2$$

$$S_{\text{вч}} = 9,6 \text{ м}^2$$

Рис. 21. Сечение нарезной выработки, закрепленной деревянной крепью

Горизонтальные нарезные выработки, пройденные в порода средней устойчивости, крепятся железобетонными штангами локальной затяжкой кровли металлической сеткой. Ходки, устья выпускных дучек в неустойчивых порода крепятся деревянной крепью, реже применяется металлическое крепление. Вертикальные нарезные выработки, пройденные породах средней устойчивости, как правило не крепятся.

3.6.4. Поддержание очистного пространства

При отработке запасов системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» основной способ поддержания выработанного пространства создание при закладке в почве отработанной очистной

заходки бетонной несущей плиты, предохраняющей от обрушения налегающих пород при ведении добычных работ на нижележащем слое.

Твердеющая смесь, используемая для закладки очистного пространства, готовится из следующего состава:

- цемент марки 200. ...300 - 170 кг/м³;
- зола-уноса ТЭЦ- 100 кг/м³;
- песчано-гравийная смесь - 1300 кг/м³;
- вода - 320 л/м³.

Приготовление закладочной смеси, как правило, осуществляется стационарных закладочных установках. Готовая закладочная смесь по трубопроводам с помощью сжатого воздуха подается в заранее подготовленную очистную заходку. Схема подготовки очистной выработки для ведения закладочных работ приведена на рис. 22.

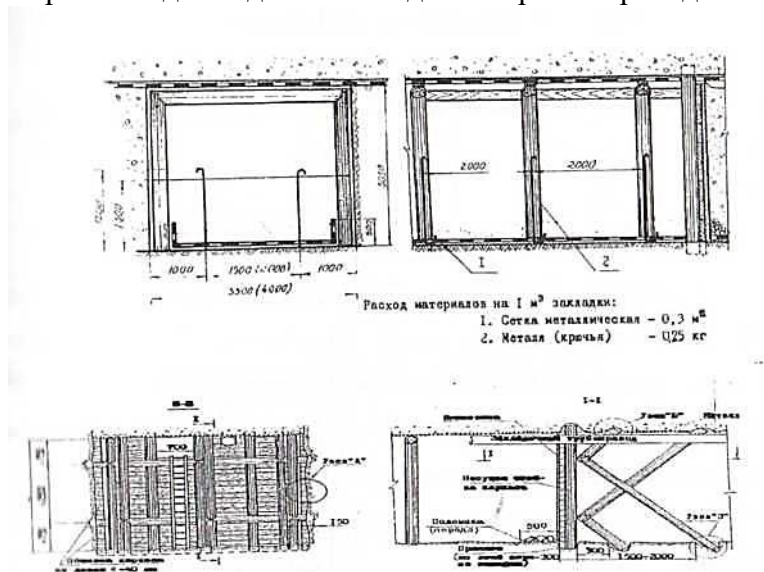


Рис. 22. Схема подготовки очистной выработки к закладочным работам

Очистная выработка на 90 % заполняется твердеющей смесью. Минимальный срок твердения закладочной смеси составляет 7 суток. Очистные работы под заложенным массивом можно начинать после достижения нормативной прочности нижней пачки массива (несущего слоя) толщиной не менее 1 м.

Таблица 1

Зависимость нормативной прочности закладочного массива от ширины его обнажения в кровле

Ширина обнажения закладочного массива, м	Нормативная прочность, МПа	
	Несущего слоя	Заполняющего слоя
2,0	2,5	1,0
2,5	3,0	1,0
3,0	4,0	1,0
3,5	5,0	1,0
4,0	6,0	1,0
5,0	9,0	1,0

Нормативная прочность закладочного массива, обнажаемого только по боковой поверхности, принимается 1,0 МПа. Прочность закладочного массива, не обнажаемого

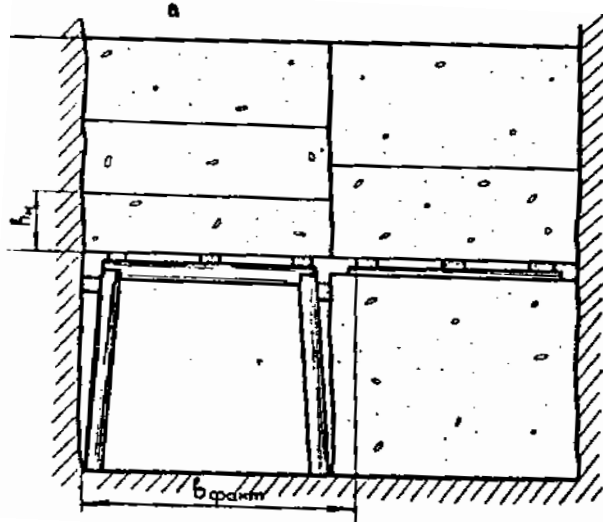
впоследствии снизу и сбоку, не нормируется. Закладка таких выработок производится твердеющей смесью с минимальным расходом цемента и золы.

Определение прочности подрабатываемого закладочного массива ведется одним из следующих методов: электрометрическим, ультразвуковым, путем испытания выбуриваемого керна из закладочного массива. Прочность определяется непосредственно перед началом обнажения.

Очистная выемка под искусственной кровлей в зависимости от ее устойчивости может производиться с применением несущей деревянной рамной крепи, предохранительной крепи (сигнальных стоек), подвесной крепи и без крепи.

Рамная крепь (рис. 23) должна применяться в следующих случаях:

1. При нормативной прочности закладочного массива ниже установленного предела.
2. При появлении признаков развития горного давления.
3. При отслоении нижней пачки закладочного массива.
4. При смешанной кровле очистной выработки, представленной массивом твердеющей закладки и неустойчивыми породами, выходящими в кровлю более чем на 0,5 м.



Гис. 23. Сечение очистной выработки закрепленной рамной крепью

При смешанной кровле, когда прочность закладки выше нормативной, а неустойчивые породы выходят в кровлю менее чем на 0,5 м, допускается применение предохранительных стоек, устанавливаемых под искусственной кровлей, вдоль контакта с породой (рис. 24).

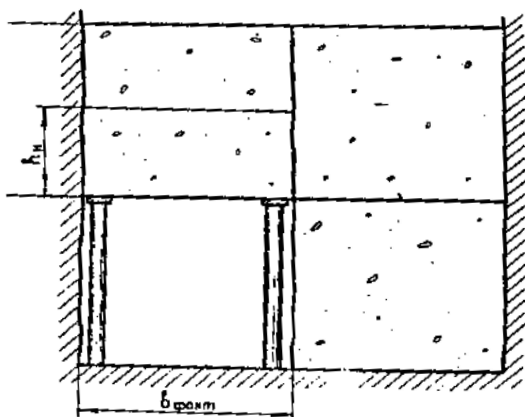


Рис. 24. Сечение очистной выработки, закрепленной сигнальными стойками

Очистная выемка под искусственной кровлей с применением подвесной крепи (рис. 25) производится при выполнении следующих условий: ширина очистного пространства не превышает 4 м, прочность закладочного массива превышает нормативную прочность, а боковые породы средней устойчивости и устойчивые.

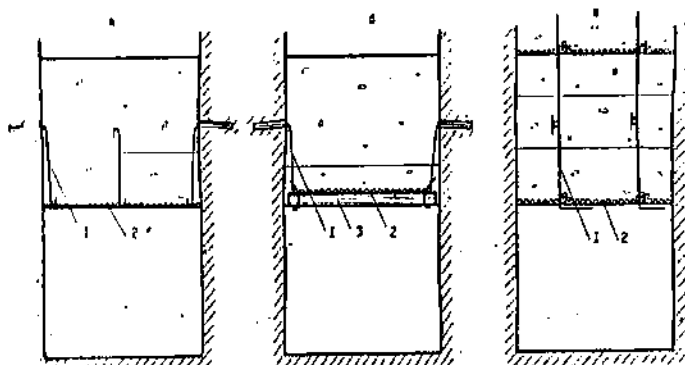


Рис. 25. Крепление очистной выработки подвесной крепью

Очистная выемка под искусственной кровлей без крепления ведется при выполнении следующих условий: прочность закладочного массива превышает нормативную прочность в 1,5 раза, боковые породы средней устойчивости и устойчивые, отсутствуют участки раздробленных пород на контакте закладочного массива в кровле.

Плотность крепи выбирается в зависимости от прочности закладочного массива:

- при прочности менее 0,5 от нормативного расстояние между рамами 1... 1,5 м;
- при прочности 0,5...0,8 от нормативного расстояние между рамами 1,5...2,0 м;
- при прочности более 0,8 от нормативного расстояние между рамами 2,0...3,0 м.

Плотность сигнальных стоек принимается при прочности более 1,5 от нормативного, но не более 6 м² искусственной кровли на 1 стойку.

Расстояние между штангами и лежанами предохранительной подвесной крепи не должно превышать 2 м.

При отработке запасов системой «заходки по восстанию с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» поддержание кровли производится возведением несущей деревянной рамной крепи, предохранительной крепи (сигнальных стоек), подвесной крепи. Применение того или иного вида крепи зависит от устойчивости пород кровли. При неустойчивой кровле применяется несущая деревянная рамная крепь. При породах в кровле средней устойчивости с локальными участками, склонными к заколообразованию, очистные заходки крепятся подвесной крепью на участках выработок не склонных к заколообразованию используются сигнальные стойки.

Закладка выработанного пространства твердеющей смесью производится аналогично системе «нисходящая слоевая выемка...». Отличие состоит в том, что при подготовке первичных заходов к закладке на почву выработок не ложится армировочная сетка и не устанавливаются металлические крючья. Вторичные заходки изолируются, а так как высота выработок не превышает 3,0 м, то погашение очистного пространства в них производится методом самообрушения пород кровли.

4. КАЧЕСТВЕННЫЕ И КОЛИЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СКАЛЬНЫХ РАДИОАКТИВНЫХ РУД ПРИ ДОБЫЧЕ

4.1 Разубоживание при добыче радиоактивных руд

4.1.1 Разубоживание при нисходящей слоевой выемке с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью

При добыче радиоактивных руд системой «нисходящая выемка закладкой выработанного пространства твердеющей смесью», как указывалось ранее, для уборки и транспортировки отбитой горнорудной массы применяется самоходная техника. Наиболее широко применяемой ПДМ является машина типа МПДН-1М. При использовании этой техники минимально допустимая ширина очистного пространства составляет 3,5 м. Поэтому при отбойке рудных тел мощностью до 3,1 м разубоживание определяется по формуле:

$$P_o = (3,5 - m_{cp})/3,5 * 100, \% \quad (4.1)$$

где m_{cp} - средняя мощность рудного тела, м.

При отбойке более мощных рудных тел разубоживание рассчитывается исходя из прирезки с каждой стороны рудного тела по 0,2 м по формуле:

$$P_o = 0,4/(m_{cp} + 0,4) * 100, \% \quad (4.2)$$

Анализ зависимости разубоживания при отбойке от средней мощности рудных тел в диапазоне 1,5...16 м позволил вывести формулу разубоживания, отвечающую оптимальным условиям отбойки руды:

$$P_o = 0,873/m_{cp} * 100, \%. \quad (4.3)$$

При отбойке рудных тел мощностью более 3,5 м в заходках второй очереди имеет место разубоживание при отбойке закладкой. При удовлетворительном качестве закладочной смеси и выполнении необходимых технологических условий отбойки прихват закладга возможен лишь на контакте с рудным массивом и не должен превышать 0,1 м, что доказано экспериментально. Разубоживание при этом определяется по формуле:

$$P, = [0,1 * (n - 1)]/3,5 * n * 100, \%, \quad (4.4)$$

где n - количество заходов шириной 3,5 м, равное: $n = m_{cp}/3,5$;

$(n-1)$ - количество поверхностей соприкосновения первичных и вторичных заходов, где формируется разубоживание закладкой.

Для рудных тел мощностью более 3,5 м общее разубоживание (породой и закладкой) можно выразить формулой

$$P = (1,5 * m_{cp} + 90)/m_{cp}, \%. \quad (4.5)$$

4.1.2. Разубоживание при отработке запасов подэтажными штреками

При отработке запасов системой «подэтажных штреков» разубоживание формируется в процессе отбойки и выпуска боковыми породами.

Анализ результатов многолетней отработки запасов этой системой позволил вывести эмпирическую формулу зависимости разубоживания при отбойке от мощности рудного тела и показателя изменчивости рудного контура

$$P_0 = (40 - 1,5 * m_{cp}) * V / m_{cp} * K_c, \%, \quad (4.6)$$

Где K_c - показатель изменчивости рудного тела, $K_c = 2,017 / m_{cp}$.

Разубоживание при выпуске формируется за счет самообрушения вмещающих пород с бортов и кровли камер. По результатам многолетних наблюдений установлена зависимость разубоживания при выпуске от мощности рудного тела

$$P_{вып} = 1,5 * m_{cp}, \%. \quad (4.7)$$

Общее разубоживание при ведении очистных работ системой «подэтажные штреки» определяется по формуле

$$P = (P_0 + P_{вып}) * (1,015 - 0,015 * m_{cp}), \%. \quad (4.8)$$

4.1.3. Разубоживание при отработке запасов подземным выщелачиванием

Учет и нормирование разубоживания при ведении очистных работ системой «блоковое магазинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием» не производится, так как отбойка камер ведется с включением в ее контур ореола забалансовых руд и пустых пород для достижения геометрически правильного контура камеры, позволяющего управлять процессом подачи рабочих растворов и улавливания продуктивных растворов. При этом привнесенный с забалансовой рудой в контур камеры металл включается в процесс выщелачивания, увеличивая потенциальный ресурс урана.

4.2. Потери при добыче радиоактивных руд

4.2.1. Потери при нисходящей слоевой выемке с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью

Урановые месторождения характеризуются высокой изменчивостью параметров рудных тел. Слойная система благодаря своей гибкости дает возможность отрабатывать запасы с минимальными потерями, без оставления в недрах присущих другим системам временных и постоянных охранных целиков. Но при использовании для доставки горно-

рудной массы самоходных погрузо-доставочных машин ширина очистной выработки регламентирована габаритами применяемой техники, поэтому при отбойке запасов рудных тел на участках малой мощности и с низким содержанием происходит разубоживание руды до забалансового содержания в ней полезного компонента. Горнорудная масса, сформировавшаяся при отбойке на этих участках рудных тел, проходя через рудоконтрольные станции шахт (РКС), отбраковывается в отвалы забалансовых руд, т. е. уходит в потери. Выемка запасов на таких участках экономически не оправдана: более выгодно оставить эти запасы в недрах, рассматривая их как потери не отбитых руд.

При анализе общих потерь по источникам образования на очистных работах установлено, что данный вид потерь является преобладающим и определяет уровень полноты извлечения запасов из недр. Поэтому для выбора наиболее эффективной технологии и размеров применяемой техники при проектировании и планировании очистных работ необходима методика определения уровня потерь в эксплуатационных блоках в конкретных горно-геологических условиях и для конкретной погрузо-доставочной техники.

Для прогнозирования потерь не отбитых руд в условиях заданной ширины очистного пространства необходимо решить задачу определения доли запасов на участках, где при отбойке происходит разубоживание руды до содержания ниже установленного предела.

Расчетным путем построено семейство кривых для определения области формирования товарных руд при отбойке в зависимости от мощности рудного тела, содержания металла в нем и заданной ширины очистного пространства (рис. 26). Зависимости определяются исходя из заданного разубоживания при отбойке, мощности рудного юла и предельного содержания металла в рудной массе.

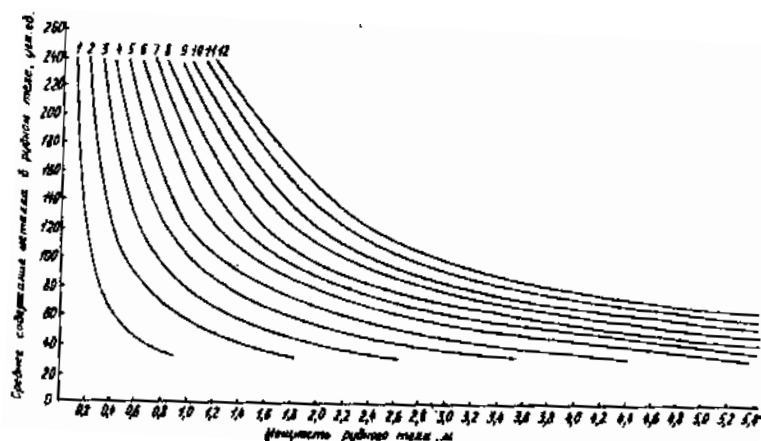


Рис. 26. Области формирования товарных руд при отбойке в зависимости от мощности рудного тела, содержания металла в нем и ширины очистного пространства Ширина очистного пространства m_o (м) рассчитывается из выражения

$$m_o = \frac{m_p}{1-P_o}, \text{ м} \quad (4.9)$$

где m_p — средняя мощность рудного тела, м;

P_0 - разубоживание при отбойке, доли ед.

Содержание металла в балансовых рудах. (усл. ед.) равно

$$a' = \frac{a_n - P_0 * b}{1 - P_0}, \% \quad (4.10)$$

где a_n — предельное содержание металла в рудной массе, усл. ед.;

b — содержание металла в разубоживающих породах, усл. ед.

Содержание металла в теряемых неотбитых балансовых рудах $\acute{a}_n$ (усл. ед.) рассчитывается по формуле

$$\acute{a}_n = 35 + 0,13 * a' \quad (4.11)$$

определяющей его зависимость от среднего содержания металла в погашаемом блоке (рудном теле). Зависимость получена эмпирическим путем при обработке результатов анализа работы 86 эксплуатационных блоков с разным средним содержанием в балансовых рудах. При этом учитывались неотбитые фланговые участки рудных тел и участки, на которых в результате разубоживания не получена товарная руда.

4.2.2. Потери при отработке запасов подземным выщелачиванием

Потери руды и металла при отработке запасов системой «блоковое магазинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием» на стадии отбойки не регламентируются.

Планирование и учет потерь при этой системе проводится на стадии выщелачивания, при этом используется формула:

$$Пв = (1 - I_{зв}) * 100 \%, \quad (4.18)$$

где $I_{зв}$ — коэффициент извлечения металла при подземном выщелачивании, д. ед.

Показатель извлечения зависит от литологического состава вмещающих пород, минерального состава уранового оруденения, текстурных особенностей оруденения, размера куска горно-рудной массы, полученного в процессе отбойки камеры, содержания урана в рудах и других факторов. Наибольшую роль в этом перечне играет литологический состав вмещающих пород и содержание полезного компонента в рудах.

Фактические относительные потери при подземном выщелачивании скальных урановых руд определяются после завершения процесса выщелачивания по балансу металла

$$Пв = (M_n - M_{извл}) / M_n * 100 \%, \quad (4.19)$$

где M_n - количество металла, подвергнувшегося выщелачиванию в контуре камеры по результатам подсчета, т;

$M_{извл}$ - количество металла, извлеченное в процессе выщелачивания, т.

5. ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ СКАЛЬНЫХ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

5.1. Методика оценки вариантов производства природного урана

Эффективно работавшее при стабильной экономике соотношение систем разработки запасов урановых руд: нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью — 90 %, подэтажные штреки — 6 % и блоковое магазинирование — 4 %, в современных условиях перестало удовлетворять условиям рентабельности производства.

В условиях нестабильного внутреннего рынка появилась настоятельная необходимость поиска более эффективных способом добычи и переработки урановых руд.

Поиск более эффективной технологии производства природного урана в виде закись-окиси основан в первую очередь на экономической оценке предлагаемых вариантов из известных и технически возможных.

5.2. Выбор областей применения наиболее эффективных вариантов производства природного урана

При сравнении вариантов разработки запасов предпочтительнее вариант, обеспечивающий при равных условиях большую прибыль.

При разработке запасов урановых руд месторождений Стрельцовского рудного поля технически возможны следующие варианты:

1. Оработка запасов системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» и переработка руды на гидрометаллургическом заводе по полной схеме (ГС + ГМЗ).

2. Оработка запасов системой «подэтажные штреки» с переработкой на гидрометаллургическом заводе по полной схеме (П/Ш + ГМЗ).

3. Оработка запасов системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью» и переработка руды кучным выщелачиванием (ГС + КВ).

4. Оработка запасов системой «подэтажные штреки» с переработкой руды кучным выщелачиванием (П/Ш + КВ).

5. Подземное выщелачивание скальных урановых руд (ПВ).

Расчеты прибыли, основанные на технико-экономических показателях, полученных в результате анализа горно-геологических особенностей урановых месторождений, показали, что из пяти технически возможных вариантов разработки урановых руд наиболее экономически целесообразными являются варианты: добыча руды нисходящей слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью и переработка товарной руды на гидрометаллургическом заводе по полной схеме; добыча руды системой подэтажных штреков и кучное выщелачивание добытой руды на территории гидрометаллургического завода; подземное выщелачивание балансовых руд.

Показатели технологий: добыча руды нисходящей слоевой выемкой с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью и дальнейшим кучным выщелачиванием, добыча руды системой подэтажных штреков и переработка ее по полной схеме на гидрометаллургическом заводе значительно уступают ранее отмеченным технологиям производства природного урана в виде закись-окиси.

Три наиболее эффективные технологии производства природного урана имеют четко ограниченные области применения.

Наиболее дешевой технологией на балансовых рудах с низким содержанием урана является подземное выщелачивание. Объясняется это невысокими производственными затратами, обусловленными отсутствием в технологии таких дорогих процессов, как извлечение из недр руды (ее добывается лишь 30 % от общего объема рудной массы,

вовлекаемой в производство), транспортировки рудной массы до пункта ее переработки и собственно гидрометаллургической переработки руды. Это позволяет, несмотря на сравнительно невысокий показатель извлечения металла из руды (0,65...0,78), но с учетом вовлечения в процесс выщелачивания дополнительных объемов металла за счет отбойки забалансовых руд (+5 %), с высокой эффективностью отработать руды со сравнительно низким содержанием урана и получить высокую прибыль.

Переработка руд кучным выщелачиванием возможна при условии сравнительно низких эксплуатационных затрат на добычу. Руды, добываемые дорогостоящей системой «нисходящая слоевая выемка с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью», невыгодно перерабатывать кучным выщелачиванием, имеющим более низкие показатели извлечения металла из руд. Для переработки руд кучным выщелачиванием более приемлема система разработки «подэтажные штреки» с погашением выработанного пространства взрыванием налегающих пород, имеющая себестоимость добычи 1 т товарной руды на 30 % меньше, нежели аналогичный показатель при системе «нисходящая слоевая выемка...».

По мере роста содержания в рудах возрастает роль такого показателя, как извлечение металла из руд при переработке, в результате чего высокая себестоимость добычи с лихвой компенсируется дополнительными объемами извлекаемого из руд металла. Таким образом, богатые руды, добытые системой «нисходящая слоевая выемка...», имеющей высокие показатели извлечения из недр, выгоднее перерабатывать методом гидрометаллургии.

На рис. 34 показаны области применения наиболее эффективных технологий: добыча руды нисходящей слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью и переработка товарной руды на гидрометаллургическом заводе по полной схеме (далее «горный способ»); добыча руды системой подэтажных штреков и кучное выщелачивание добытой руды на территории гидрометаллургического завода (далее «кучное выщелачивание»); подземное выщелачивание балансовых руд по критерию «максимума прибыли с 1 т балансовой руды» в зависимости от содержания урана в балансовых рудах для цены 1 кг урана и закись окиси в 20, 30, 40, 50, 60\$.

Как видно из рис. 34, наиболее эффективные технологии производства природного урана, применительно к рудам месторождений Стрельцовского рудного поля, ограничены прежде всего долей запасов с определенной качественной характеристикой.

Так, технология подземного выщелачивания, согласно проведенного анализа, применима на рудах с содержанием урана в недрах (в зависимости от цены готовой продукции) не ниже 92 усл. ед. (70\$). По мере удешевления стоимости 1 кг урана в закиси-окиси (50...40\$) содержание урана в рудах, рентабельных к отработке подземным выщелачиванием, поднимается соответственно до 132 и 159 усл. ед., а при цене в 30\$ применение технологии подземного выщелачивания становится невыгодным.

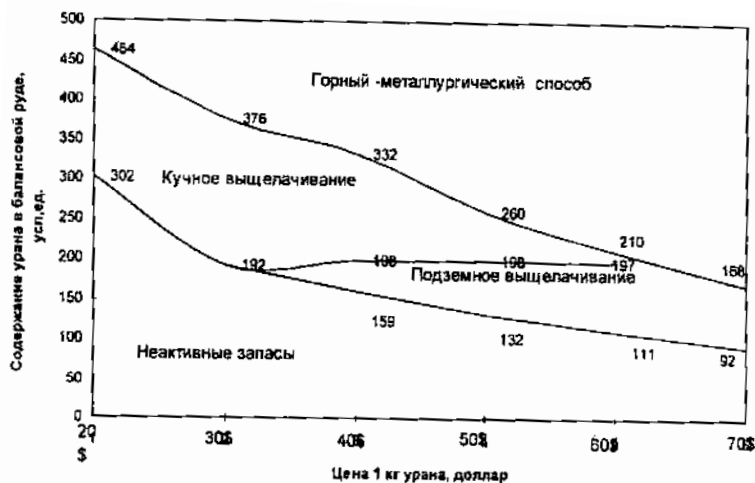


Рис. 34. Области применения технологий производства природного урана

Верхняя граница области применения технологии подземного выщелачивания ограничена линией, соединяющей запасы руд с содержанием в недрах в диапазоне 198... 192 усл. ед. Таким образом, область применения технологии подземного выщелачивания представлена треугольником, острый угол которого ограничен содержанием урана в балансовых рудах в 192 усл. ед. при цене 1 кг урана в закиси-окиси в 30\$, т.е. получение природного урана по цене менее 30\$ данной технологией становится дороже, чем кучным выщелачиванием. По мере роста цены готовой продукции диапазон содержаний увеличивается, доходя при цене в 60\$ до 111... 197 усл. ед. и при цене в 70\$ до 92... 168 усл. ед. Из рис. 34 хорошо видно, что применение технологии кучного выщелачивания руд месторождений Стрельцовского рудного поля наиболее выгодно при высокой цене урана, при этом в производство вовлекаются руды с низким содержанием урана при их значительном диапазоне. Нужно учитывать, что не все пишем с содержанием урана, отвечающем требованиям к отработке методом подземного выщелачивания, будут отработаны ним методом. Отдельные блоки не соответствуют условиям отработки по горно-геологическим условиям, т. е. фактическая доля запасов, пригодных к отработке методом подземного выщелачивания, будет несколько меньше, чем выделенная при оптимизации по экономическим критериям.

Область применения технологии кучного выщелачивания снизу ограничена линией, соединяющей содержания 197... 192 усл. ед. в диапазоне цен 60...30\$ за 1 кг урана и закись-окиси. При цене в 20\$ линия поднимается до отметки содержания в 302 усл. ед. Верхняя граница области ограничена содержаниями 210, 260, 332, 376, 464 усл. ед. соответственно при ценах 60, 50, 40, 30, 20\$ за 1 кг урана. Как видно из рис. 34, доля запасов, рентабельных к отработке кучным выщелачиванием, значительна при ценах 20...40\$ и резко сокращается при дальнейшем росте цен (50...60\$). При цене в 63\$ область применения кучного выщелачивания выклинивается, т.е. получение природного урана данной технологией становится дороже, чем подземным выщелачиванием.

Из рис. 34 видно, что область применения метода выщелачивания урана из руд без использования технологии гидрометаллургической переработки располагается ниже области применения горного способа и выгодна ниже линии, соединяющей содержания 464...168 усл. ед. при цене соответственно 20...70\$.

Нижняя граница области располагается выше линии, соединяющей содержания 302...92 усл. ед. при цене соответственно 20...70\$.

Область делится практически прямой линией, соединяющей содержания 192... 197 усл. ед., на две части. Ниже этой линии располагается область применения подземного выщелачивания, выше - область кучного выщелачивания.

Область наиболее эффективного применения горного способа располагается выше линии, соединяющей содержания урана в балансовой руде в 464... 168 усл. ед. при цене 1 кг металла в закись-окиси соответственно в 20... 70\$.

Ниже нижней границы запасов, которые могут быть наиболее эффективно отработаны методом выщелачивания и ограниченных линией, соединяющей содержания урана в 302...92 усл. ед., располагаются неактивные запасы, т.е. запасы, отработка которых в настоящих экономических условиях невыгодна никаким методом.

6. КОМПЛЕКСНАЯ ГОРНО-ХИМИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА ПРИРОДНОГО УРАНА

Как указывалось в предыдущей главе, комплексная горно-химическая технология состоит из трех взаимосвязанных технологий производства природного урана из скальных руд:

- горно-металлургическая технология (добыча богатой урановой руды нисходящей слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью и переработкой добытой руды по полной схеме на гидрометаллургическом заводе);
- кучное выщелачивание рядовой по содержанию урановой руды, добытой системой подэтажных штреков с принудительным погашением выработанного пространства взрыванием налегающих пород;
- подземное выщелачивание рядовой и бедной по содержанию урана руды.

6.1. Горно-металлургическая технология производства природного урана (ГМТ)

ГМТ внедрена на урановом предприятии в 70-е г. и постоянно совершенствуется. Осуществлен переход с фланговой на центральную схему подготовки, увеличена длина блока с 50 до 100...200 м, смежные блоки объединены в блок-панели с целью их групповой подготовки, увеличена высота слоя с 3 до 4 м, разработаны и внедрены способы забойной радиометрической сортировки с целью снижения разубоживания товарной руды система дистанционного контроля прочности закладочной смеси методом электрометрии.

Параметры эксплуатационного блока под горно-металлургическую технологию: высота этажа 60 м, длина блока 100...200 м, высота слоя 3...4 м, ширина заходов 3,5...5,0 м, наклон заходов 4...6°.

Центральная схема подготовки позволяет вести очистные работы одновременно на двух флангах. Блок делится на два полублока, что позволяет устранить простои из-за ведения закладочных работ. На мощных рудных телах (более 10 м) в одновременной работе находится до 4...6 заходов. Закладка выработанного пространства производится твердеющей смесью по трубам через закладочный коллектор, пройденный выше доставочного горизонта на 10 м.

Производительность блока по руде достигает 6000 т/месяц, потери 1...3 %, разубоживание 8... 10 %.

Вся горнорудная масса, поступающая из очистных блоков, разделяется на рудоконтрольных станциях подъемных стволов шахт на богатую руду, рядовую руду, забалансовую руду и пустую породу. Руда, отвечающая требованиям горно-металлургической технологии, отправляется непосредственно на гидрометаллургический завод на переработку. Рядовая по содержанию урана руда - на обогащение на радиационную обогатительную фабрику (РОФ), где из ее состава выделяются «хвосты» - горная масса с содержанием урана менее 30 усл. ед., а обогащенная руда в зависимости от содержания урана направляется на переработку на ГМЗ или укладывается в штабели кучного выщелачивания на территории ГМЗ.

Технологическая схема переработки урановых руд, используемая на гидрометаллургическом заводе предприятия, включает следующие основные переделы:

Дробление поступающей на переработку руды осуществляется в одну стадию на щековых дробилках СМД-586 до крупности - 200 мм. Далее руда измельчается в мельницах мокрого самоизмельчения ММС-70*23 с добавкой 40...60 т шаров диаметром 100 мм, ширина разгрузочной щели решетки 12... 15 мм. На второй стадии измельчение руды ведется в мельницах МШЦ-36х50 и МШР-45х50, с загрузкой шаров диаметром 60...70 мм, 100 и 150 т соответственно. Измельченная рудная пульпа после классификации в классификаторах 1 КСП-30, 2КСН-24 и гидроциклонирования в гидроциклонах ГЦ-50К направляется на сгущение в сгустители П-50 и Ц-50.

Стущенная пульпа, содержащая более 96 % измельченной до крупности менее 0,1 мм руды, поступает на выщелачивание, которое проводится растворами серной кислоты в последовательно работающих аппаратах типа «Пачук» объемом 170 м³ каждый. В качестве окислителя используется природная двуокись марганца. Степень извлечения урана из твердой фазы в раствор составляет 95...97 %. Из выщелоченной пульпы, после корректировки значения pH известковым молоком, проводят сорбцию урана анионообменными смолами ВП-1Ап, АМп, «Россион-1п». Сорбция проводится в аппаратах типа "Пачук", объемом 280 м³ каждый с пневматическим перемешиванием и противоточным транспортированием анионита и пульпы. Пульпа после сорбционного извлечения урана проходит контрольное смолоулавливание и направляется в хвостохранилище. Десорбцию урана с насыщенного анионита проводят серноазотнокислыми растворами противоточных ионообменных колоннах с плотным слоем анионита, рабочим объемом 36 м³ каждая. Товарный регенерат содержит 10-15 г/л урана, степень обогащения на стадии сорбционного извлечения раина 10...12.

Урансодержащий серноазотнокислый регенерат после фильтрации от механических примесей в рукавных фильтрах ПАР-80 направляют на экстракционную перечистку. Процесс экстракции осуществляют в аппарате ящичного типа и пульсационных колоннах с насадкой "Кримз" смесью экстрагентов на основе фосфатов и аминов, разбавленных в углеводородном сырье. Рафинаты экстракции после извлечения урана возвращают на операцию выщелачивания. Твердофазную реэкстракцию в насыщенной органической смеси проводят растворами бикарбоната аммония в колонных аппаратах с коническим днищем. После фильтрации и отмывки репульпацией кристаллы аммония уранилтрикарбоната прокаливают в электрических барабанных вращающихся печах.

Полученная готовая продукция в виде закись-оксида урана взвешивается, анализируется на содержание примесей и затаривается в металлические барабаны для отправки потребителю. Чистота полученной закись-оксида урана – не менее 99 %, массовая доля урана - не менее 84%. Технологическая схема переработки уранового сырья по горно-металлургической технологии приведена на рис. 35.

В перспективе объемы производства урана данной технологией будут уменьшаться и к 2021 г. упадут до 25 % общего выпуска металла в связи с увеличением производства урана более дешевыми технологиями: кучным и подземным выщелачиванием.

6.2. Технология кучного выщелачивания (КВ)

КВ внедрено на урановом предприятии в 80-е гг. Вначале подвергалась выщелачиванию забалансовая руда с размещением штабелей на территории рудников. На специально подготовленное гидроизолированное основание укладывался штабель забалансовой руды, полученной в результате отсортировки на РКС стволов шахт; выщелачивание руды производилось растворами серной кислоты; далее осуществлялась сорбционная переработка продуктивных растворов с получением товарных регенератов; переработка товарных регенератов велась на ГМЗ с получением закись-оксида урана.

Подготовка гидроизолированного основания осуществлялась путем снятия плодородного слоя, укладки и уплотнения суглинка толщиной 0,3...0,5 м, укладки толстой полиэтиленовой пленки и отсыпки защитного слоя суглинка толщиной 0,3 м.

Извлечение урана из забалансовых руд в зависимости от литологического состава вмещающих пород и крупности кусков руды составляло 45...70 %.

В 1990-1991 гг. на предприятии были начаты опыты по кучному выщелачиванию балансовых руд с содержанием урана до 150 усл. ед.

В результате проведенных опытно-промышленных работ удалось получить извлечение урана в зависимости от содержания, литологического состава вмещающих пород и величины куска руды в 60...85 %.

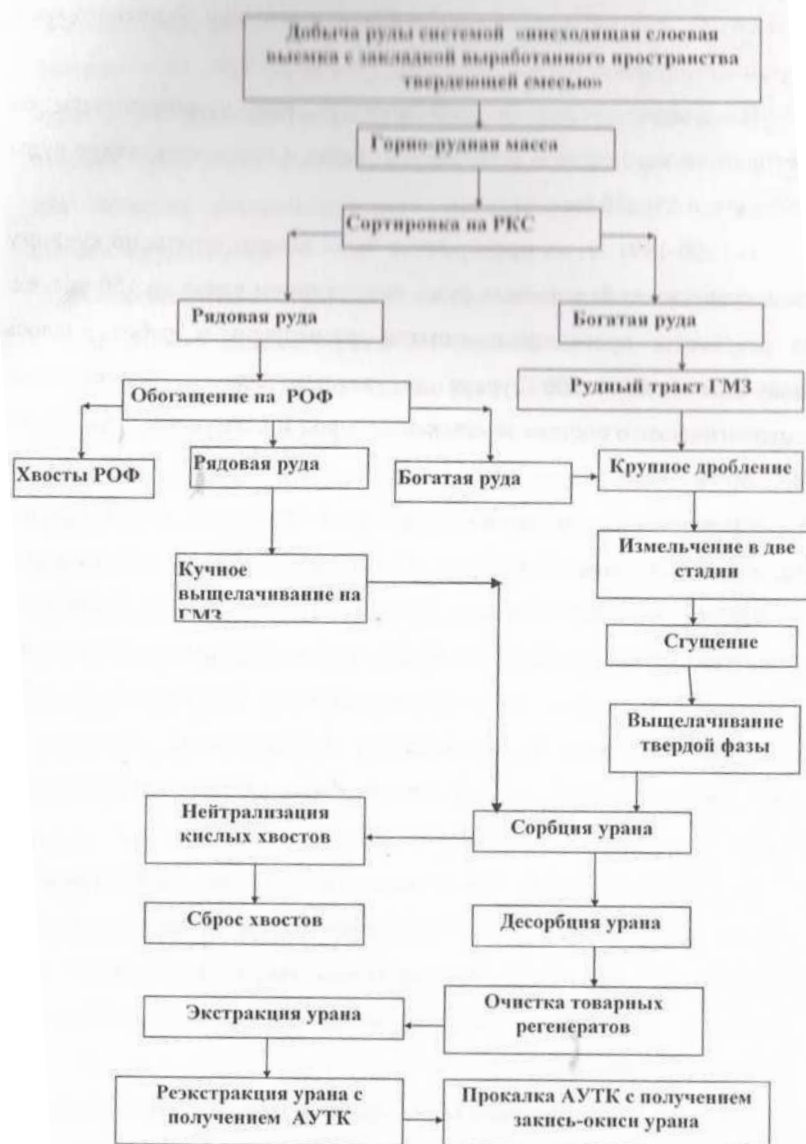


Рис. 35. Схема производства природного урана горно-металлургической технологией

Дальнейшими работами было установлено, что эффективнее располагать площадки для кучного выщелачивания непосредственно на территории ГМЗ. Это дает возможность подключить к процессу выщелачивания одновременно большие объемы руды, централизовать орошение штабелей руды сернокислыми растворами и сбор продуктивных растворов, направить продуктивные растворы на переработку на ГМЗ, минуя стадии твердофазной регенерации и получения кристаллов АУТК.

Как показали технико-экономические расчеты и практика работы уранового предприятия, наиболее эффективна технология кучного выщелачивания в сочетании с добычей руды системой подэтажных штреков с погашением выработанного пространства обрушением налегающих пород.

Высота этажа при этом принимается в 60 м, высота подэтажа 10

м, расстояние между дучками в днище 6 м. Подготавливается блок восстающими, расположенными в целике. Подэтажные штреки прорезаются по всей длине камеры. Отрезная щель формируется взрыванием вертикальных скважин на отрезной восстающий на всю ширину камеры. Руда отбивается на отрезную щель скважинами диаметром 80-105 мм из уступов в отступающем порядке. Скважины бурятся восходящими веерами из подэтажных штреков. В процессе отбойки проводится частичный выпуск (до 30%) взорванной руды для создания компенсационного пространства через подэтажные штреки и рудоспуски.

Окончательный выпуск руды на днище производится после полной отбойки запасов через люки и вагоны.

Производительность камеры по руде 2000-3000 тонн/месяц, потери руды 6...8 %, разубоживание 30...40 %.

После выпуска руды пустоты гасятся взрыванием налегающих пород. Выдаваемая на поверхность горнорудная масса на РКС подъемных стволов шахт делится по содержанию урана на сорт: рядовая руда, забалансовая руда и пустая порода. Рядовая руда направляется на РОФ, где обогащается с выделением хвостов с содержанием урана до 30 усл. ед. Обогащенная руда, если содержание металла удовлетворяет требованиям переработки на ГМЗ, отправляется на гидрометаллургическую переработку по полной схеме. Все остальные объемы рядовой руды укладываются после предварительного дробления крупнокусковой руды до класса -100 мм в штабели для кучного выщелачивания на территории ГМЗ.

Подготовка гидроизолированного основания под рудные штабели осуществляется по схеме, описанной выше.

Формирование рудного штабеля осуществляется уступами высотой в 5 м, верхний слой руды взрыхляется и на него производится отсыпка следующего уступа. На высоте 10 м производится укладка оросительных труб промежуточного горизонта орошения. Общая высота штабеля 20 м.

По окончании формирования штабеля на его поверхности после взрыхления монтируется основной горизонт орошения путем укладки магистральных и перфорированных оросительных труб.

Выщелачивание руды ведется инфильтрационным потоком раствора серной кислоты. На начальном этапе концентрация кислоты поддерживается на уровне 20...25 г/л при интенсивности орошения 40...45 л/ч.м². Закисление заканчивается при достижении величины рН = 2,5...3,0. В дальнейшем (на стадии активного выщелачивания) концентрация серной кислоты поддерживается на уровне 3...10 г/л при величине рН = 1,7... 1,9. Интенсивность непрерывного орошения при этом поддерживается на уровне 25...30 л/ч.м². В летнее время орошение ведется преимущественно через верхнюю систему орошения, а в зимнее время преимущественно через нижнюю систему, расположенную в толще рудной массы. Отработка штабеля заканчивается по достижении устойчивой концентрации металла в продуктивном растворе < 0.015 г/дм³. Время полного выщелачивания штабеля 340...350 суток.

Продуктивные растворы стекают по гидроизолированному основанию в растворосборный желоб и оттуда самотеком попадают в приемный зумпф. Насосами растворы из зумпфа по трубопроводу направляются в приемные емкости и далее на переработку в сорбционные напорные колонны. Маточные растворы сорбции с содержанием урана не более 0.003...0.007 г/л подаются на приготовление рабочих растворов, которые возвращаются вновь на орошение штабелей руд.

Переработка продуктивных растворов осуществляется методом ионного обмена с использованием анионитов ВП-1Ап и "Россион". Время равновесного насыщения анионита 24 часа, периодичность загрузки-выгрузки анионита 4... 8 ч.

Десорбция урана из насыщенного анионита ведется крепкими растворами серной кислоты с добавкой нитрат-иона для пассивации оборудования. Выход товарных

регенератов 2,3-2,7 м³/м³ сорбента. Содержание металла в регенерате 7-10 г/л. Время десорбции 18 часов.

Полученные регенераты направляются на переработку по действующей на ГМЗ схеме с получением закись-оксида урана.

Горнорудная масса в штабеле по окончании выщелачивания промывается шахтной водой через обе оросительные системы до достижения величины pH= 3,5-4,0. Расход воды при этом составляет 0,05-0,1 м³/т горнорудной массы. Промывная вода используется для восполнения потерь оборотных растворов.

По окончании эксплуатации штабель выстаивается в течение 3 месяцев, а затем обрабатывается раствором известкового «молока» до достижения pH = 7,0...7,5. Интенсивность орошения 15...20 л/ч.м² при расходе извести 1 кг/т руды. Затем оросительная система демонтируется, а откосы штабеля покрываются слоем суглинка толщиной 0,3...0,4 м, смачиваются и укатываются. Технологическая схема кучного выщелачивания приведена на рисунке 36.

По результатам проведенных опытно-промышленных и эксплуатационных работ извлечение урана из скальных балансовых руд составляет в среднем 77 %, колеблясь в зависимости от литологического состава вмещающих пород и содержания металла в рудах от 65 % до 85 %.

В перспективе к 2022 г. объем производства природного урана кучным выщелачиванием планируется довести до 85-90 % от общего объема выпуска готовой урановой продукции

6.3. Технология подземного выщелачивания (ПВ)

На урановом предприятии накоплен достаточно большой опыт по отработке запасов способом подземного выщелачивания скальных урановых руд с их предварительным дроблением. Работы по подземному выщелачиванию начаты в начале 80-х гг. и проводятся в настоящее время с плановым наращиванием объемов и доведением в перспективе удельного веса данной технологии до 30 % в общем объеме производства урана.

Технология подземного выщелачивания скальных урановых руд, как указывалось выше, эффективна при разработке сравнительно бедных урановых руд, отвечающих требованиям данной технологии по содержанию полезного компонента, горнотехническим и горно-геологическим условиям разработки, извлечению урана из руд.

Применяется при этом система разработки «блоковое магазинирование со скважинной отбойкой руды и последующим ее выщелачиванием».

Подготавливается блок восстающими, расположенными в целике. Подэтажные штреки прорезаются по всей длине камеры. Отрезная щель формируется взрыванием вертикальных скважин на отрезной восстающей на всю ширину камеры. Руда отбивается на отрезную щель скважинами диаметром 80... 105 мм из уступов в отступающем порядке. Скважины бурятся восходящими веерами из подэтажных штреков. В процессе отбойки проводится частичный выпуск (до 30 %) взорванной руды для создания компенсационного пространства через подэтажные штреки и рудоспуски.

Выше на 10... 15 м проходится выработки оросительного горизонта: штрек (система выработок), из которого (которых) бурятся оросительные скважины диаметром 105 мм. Скважины выбуриваются в камеру с замагазинированной горнорудной массой.

Ниже камеры с замагазинированной рудой проходится дренажный горизонт и оборудуется приемный зумпф для улавливания продуктивных растворов. По окончании подготовки, производится «обкатка» блока на воде с целью определения фильтрационных характеристик массива, а также мест возможных утечек растворов.

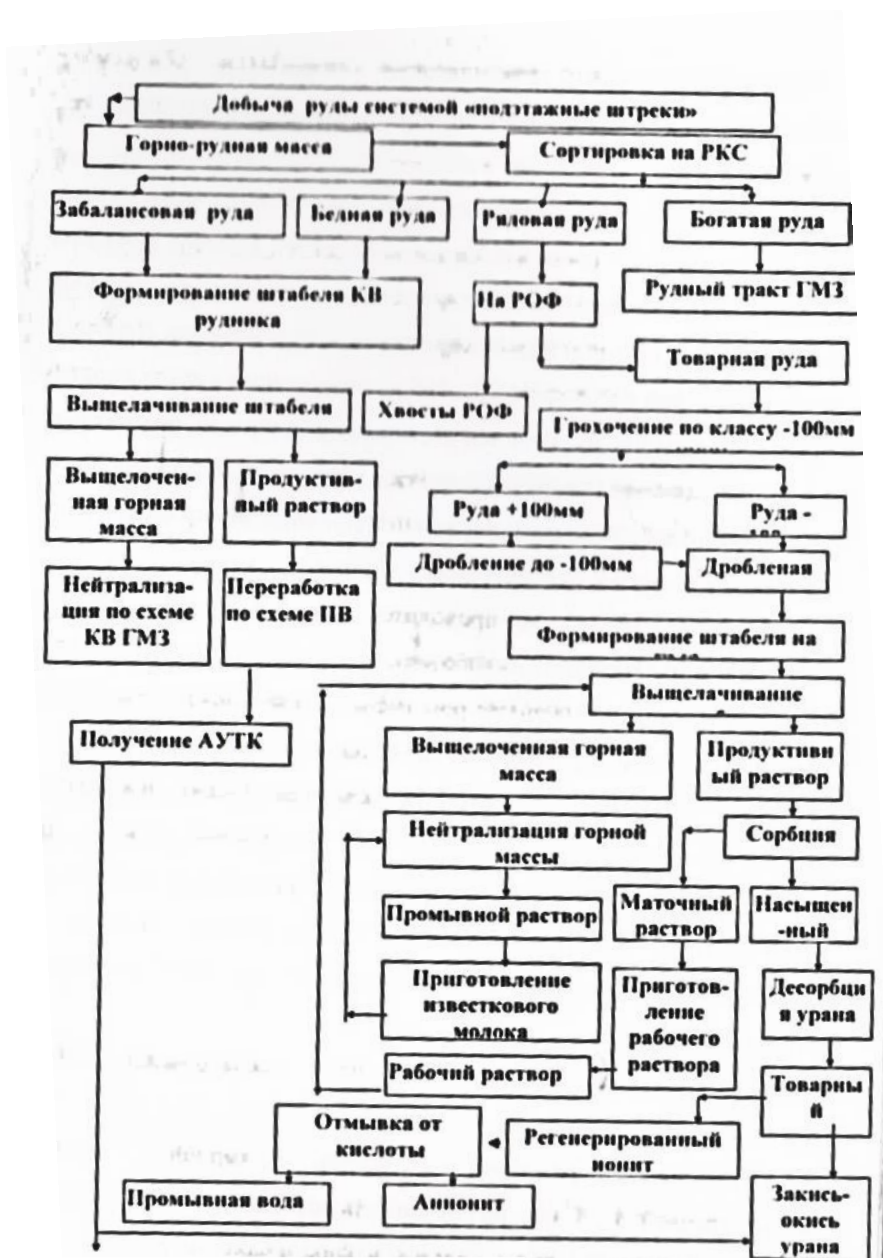


Рис. 36 Технологическая схема производства природного урана кучным выщелачиванием

После проведения водобалансовых исследований блок закисляется.

Применяемые реагенты: раствор серной кислоты концентрацией 3...5 г/л, интенсивность орошения 45...50 л/ч.м².

Выщелачивание руды ведется в фильтрационно-динамическом режиме и при достижении концентрации урана в растворе 20...30 мг/л доукрепление рабочих растворов прекращается. Блок в течение 3...4 суток промывается маточниками сорбции при подаче растворов с производительностью 30-35 м³/час. После этого раствор из блока выпускается, блок заполняется шахтной водой и выстаивается в течении 15-20 суток.

Продуктивные растворы из зумпфа по трубопроводу насосами подаются на поверхность и направляются на переработку.

Переработка продуктивных растворов:

- сорбция урана из раствором ин ионообменной смоле (анионите) ВГ1- 1Аи; АМІ І; "Россион";

- твердофазная регенерация насыщенного сорбента;

- получение кристаллов АУТК (аммоний-уранил-трикарбоната) - конечной продукции подземного выщелачивания;
- конверсия анионита;

Далее готовая продукция транспортируется на гидрометаллургический завод. Затаренные в герметичные спецконтейнеры кристаллы АУТК завозятся на ГМЗ автотранспортом и передаются па окончательную переработку с получением закись- окиси урана.

Технологическая схема ПВ приведена на рис. 37.



Рис. 37. Технологическая схема подземного выщелачивания скальных урановых руд

7. ОХРАНА ТРУДА И ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ.

7.1. Охрана труда при эксплуатации скальных урановых месторождений

Анализ причин травматизма и аварийности требует комплексного подхода к решению этих проблем. На урановом предприятии разработана и внедрена «Единая система профилактики производственного травматизма, улучшения состояния охраны труда и техники безопасности».

Указанная «Единая система...» составлена на основе нормативно-технической документации, которая предусматривает обеспечение единой технической политики в создании безопасных условий труда во всех подразделениях и на каждом рабочем месте.

Основные ее направления – укрепление производственной и трудовой дисциплины, разработка и внедрение организационно-технических мероприятий, обучение безопасным методам труда на рабочих местах, повышение ответственности инженерно-технического персонала и рабочих за создание культуры производства.

На предприятии работает учебный комбинат, где проводят профессиональное обучение и организованы курсы повышения квалификации руководителей и специалистов рудников, заводов, цехов и др. Основное внимание на курсах уделяют охране труда и радиационной безопасности, по их окончании слушатели сдают экзамены.

Регулярно проводятся совещания и семинары по охране труда. Данные о производственном травматизме ежемесячно поступают в подразделения, а в необходимых случаях дается оперативная информация. Комплексный подход к вопросам безопасности, вовлечение в эту работу всех звеньев производства от руководства предприятия до бригадиров и рабочих, регулярность и систематичность профилактической работы позволяют снизить число аварийных ситуаций и травматизм. Так, в 1997 г. по сравнению с 1984 г. общий, травматизм по предприятию уменьшился в 4,2 раза, в том числе на горном производстве в 4,8 раза, смертельные случаи в 2,3 раза. Коэффициент частоты снижен с 8,3 (1984 г.) до 3,2 (1997 г.).

Важным направлением в осуществлении профилактических мер на рудниках является постоянный ежесуточный контроль радиационной безопасности. Под постоянным индивидуальным дозиметрическим контролем, проводимым сотрудниками лаборатории радиационной безопасности, находятся все трудящиеся, работающие в условиях повышенной радиоактивности. Для этого используют соответствующий аппаратный парк. Условия, в которых трудятся профессионалы, сложны и многообразны по составу и уровню радиационного влияния. При выявлении уровней, превышающих нормы более чем в 2 раза, немедленно принимаются меры по устранению вызвавших их причин, рабочих выводят с этих мест до стабилизации обстановки. Суммарная средняя доза облучения подземного персонала в результате влияния различных факторов составляет около 10 мЗв/год при норме 50 мЗв/год.

Основной защитой при радиационной опасности в подземных горных выработках служит проветривание рабочих мест, которое обеспечивают с помощью главных вентиляторных установок, работающих на нагнетание в выработки. При этом основной задачей является распределение свежего воздуха по рабочим забоям. Ежемесячно в объединении данный вопрос рассматривают на специальных совещаниях по проветриванию, проводимых директором по производству, на них отчитываются главные инженеры рудников. По итогам таких совещаний принимают конкретные меры по устранению недостатков, выявленных в ходе проверки.

Ежесменные проверки (первая ступень) на каждом рабочем месте осуществляет мастер, бригадир или звеньевой перед началом и в течение смены, выявленные нарушения немедленно устраняют. Если сразу или за смену сделать это невозможно, то мастер ставит в известность своего непосредственного руководителя и действует по его указанию.

Еженедельные проверки (вторая ступень контроля) проводят комиссии, назначенные руководителем подразделения, с участием руководителей рудников, цехов, участков и членами профсоюзного комитета. Их данные заносятся в журнал трехступенчатого контроля и рассматривают на еженедельных совещаниях по охране труда у начальника или главного инженера подразделения. По результатам обсуждений разрабатывают мероприятия по устранению выявленных нарушений с сроков и ответственных лиц в составляемых протоколах.

Ежемесячные проверки (третья ступень контроля) осуществляет руководитель или главный инженер подразделения с участием главного специалиста подразделения и предприятия при обязательном присутствии руководителей рудников, цехов и участков. В ходе таких проверок рассматривается работа первой и второй ступеней контроля, выполнение ранее отмеченных замечаний, уровень профилактической работы по предупреждению производственного травматизма, осуществление планов мероприятий по охране труда, состояние техники безопасности на рабочих местах, санитарно-гигиенические условия труда.

Результаты ежемесячных проверок обсуждают на совещании у руководителя рудника, цеха, на котором заслушивают начальников участков (отделений, служб), по результатам оформляют протокол, где указывают мероприятия, сроки их выполнения и лиц, ответственных за устранение выявленных нарушений.

Комплексные и инспекторские проверки состояния охраны труда проводят не менее 2-х раз в год во всех цехах, подразделениях и рудоуправлениях. К работе в комиссиях для таких обследований привлекают руководителей отделов объединения, ведущих специалистов, квалифицированных инженерно-технических работников подразделений. По согласованию в состав комиссии включают также работников горнотехнической инспекции, инспекции котлонадзора, государственной инспекции труда, санэпидемстанции, пожарной охраны и командный состав ОВГСО. Состав комиссии и график проверок утверждает директор предприятия по производству.

Результаты комплексной и инспекторской проверок оформляются в виде актов по каждому подразделению за подписью членов комиссии и обсуждают на совещании у начальника или главного инженера подразделения. Во всех подразделениях внедрена нарядная система, которую ежедневно контролирует руководство подразделений.

Руководством предприятия взяты под более строгий систематический контроль опасные виды работ, проводимые по нарядам-допускам, о которых ежемесячно все подразделения докладывают диспетчеру предприятия, затем данные вводятся в ЭВМ. Аналогично контролируется противопожарная безопасность горного производства. Еженедельно по всем перечисленным направлениям директор объединения по производству проводит селекторное совещание, на котором главные инженеры подразделений отчитываются о имеющихся нарушениях техники безопасности и принимаемых мерах по их устранению.

Начальники и главные инженеры подразделений, рудников и цехов на совещаниях по итогам еженедельной проверки знакомят бригадиров и ИТР с данными о несчастных случаях, происшедших за истекшую неделю как в подразделении, так и в целом по предприятия, приказами по вопросам охраны труда и нарушениями, выявленными проверками первой и второй ступеней контроля.

На ежемесячных совещаниях у директора предприятия по производству осуществляют полный анализ состояния техники безопасности, травматизма и профилактической работы, проводимой в подразделениях, и заслушивают отчеты главных инженеров подразделений об устранении отмечаемых нарушений и в обязательном порядке о контроле за работой в колодцах, местах повышенной опасности, состоянии электробезопасности, противопожарной защиты и предложения о необходимых мероприятиях, направленных на улучшение охраны труда.

В результате на совещании дают оценку работы каждому подразделению по профилактике производственного травматизма и технике безопасности по трех бальной системе (хорошо, удовлетворительно, неудовлетворительно).

По итогам обсуждения составляется протокол, в котором на следующий месяц намечают мероприятия по улучшению охраны труда. Аналогичные совещания начальники или главные инженеры проводят в подразделениях, на которых оценивают работу в этом направлении своих цехов, участков и служб.

Основой «Единой системы...» является индивидуальная ответственность каждого работающего за создание безопасных условий труда на рабочем месте.

7.2. Охрана окружающей среды при эксплуатации скальных урановых месторождений

Предприятие по добыче и переработке урановых руд является сложным многофункциональным производством, в состав которого входят:

- урановые подземные рудники, обеспечивающие добычу урансодержащей руды;
- гидрометаллургический (ГМЗ) и сернокислотный (СКЗ) заводы, осуществляющие переработку урансодержащей руды до закиси - окиси урана и производство необходимого для этого количества серной кислоты;
- рудоправление открытых горных работ, обеспечивающее добычу: марганцевой руды, необходимой для технологического процесса переработки урансодержащей руды; угля, поставляемого для нужд Краснокаменской ТЭЦ и частично реализуемого сторонним потребителям;
- Краснокаменская ТЭЦ, производящая для нужд предприятия, города и района электрическую и тепловую энергию;
- ремонтно-механический завод, осуществляющий ремонт и изготовление необходимых для производства оборудования, запасных деталей и узлов;
- сопутствующие производства (предприятие электрических и тепловых сетей, строительно-ремонтный трест, управление механизированных работ и дорожных сообщений и т.д.).

Основным направлением является все же добыча и переработка урановых руд. Добыча и переработка руд складываются из множества процессов, прохождение которых сопровождается выделением в атмосферу, гидрографическую сеть, хранилища и отвалы вредных химических веществ. Большой объем производства последних и образование значительного количества отходов представляют опасность для окружающей среды. В связи с этим с самого начала развития предприятия особое внимание уделялось вопросам охраны окружающей среды.

Основной особенностью предприятия является большое количество образующихся при добыче и переработке урансодержащих руд радиоактивных и токсичных отходов в твердом, жидком и газообразном состояниях. При этом в технологической цепи по мере движения от добычи к переработке, в связи с дезинтеграцией исходного сырья и применением систем гидротранспорта, возрастают объемы размещаемых в хвостохранилищах жидких отходов.

Дополнительным источником образования твердых отходов являются вскрышные породы, образующиеся при проведении открытых горных работ для добычи марганцевых руд и угля, золошлаковые отходы ТЭЦ.

Основные вредные химические вещества (ВХВ), выбрасываемые в атмосферу: спецгазы вентиляционных систем рудников, сернистый ангидрид, аммиак, оксиды азота и неорганическая пыль..

Для решения проблемы, связанной с уменьшением выбросов ВХВ, используется электронная программа, в которой учитывается отдельно влияние каждого источника

загрязнения воздушной среды, а также суммарный эффект вредных выбросов в приземном слое атмосферы при неблагоприятных метеорологических условиях.

Основным источником загрязнения атмосферы на промышленной площадке является ТЭЦ. Для очистки газов от пыли котлоагрегаты последней оснащены электрофильтрами У-Г-2-4-53-01. Изменения показателей работы ТЭЦ за последние 10 лет иллюстрируют значительное снижение выбросов пыли в атмосферу.

Таблица 2

Показатели работы Краснокаменской ТЭЦ

Показатели	Годы									
	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Выработка электроэнергии, млн кВтч	1,75	1,96	2,04	1,7	1,7	1,5	1,44	1,35	1,39	1,23
Отпуск тепла, млн Гкал	2,2	2,3	2,3	2,3	2,2	2,1	2,0	1,9	1,8	1,8
Расход угля, млн т	2,04	2,3	2,41	2,02	1,96	1,73	1,9	1,6	1,6	1,4
Выброс золы в атмосферу, тыс. т	32,0	23,0	21,0	15,3	12,8	8,5	7,1	4,1	3,6	3,2
КПД электрофильтров, %	83,0	90,0	91,9	94,9	92,5	94,2	96,0	95,1	95,5	95,6

На гидрометаллургическом заводе (ГМЗ) вредными компонентами вентиляционных газов являются рудная пыль, пары кислот, оксиды азота и аммиак, которые выделяются в значительных количествах. Для предотвращения пыления применяется мокрое измельчение руды, а также ее орошение на всем протяжении рудного тракта, начиная со стадии дробления.

Главные источники, из которых поступают пары кислот и оксиды азота - это аппараты выщелачивания. Пары кислот практически полностью улавливаются с помощью системы газоочистки, включающей орошение отсасываемых газов из аппаратов нейтральной рудной пульпой, которая затем направляется на выщелачивание. Одновременно происходит частичная утилизация тепла и улавливание более 40 % содержащихся в этих газах оксидов азота.

Аммиак в основном выделяется при переработке урановых руд во время прокалки кристаллов аммонийуранилтрикарбоната. Очищенные от пыли печные газы с температурой около 100 °С направляют в систему газоочистки. Абсорбцию аммиака и углекислого газа водой осуществляют в полных и пенных скрубберах, для отвода тепла применяют кожухотрубчатые теплообменники. Эффективность очистки вентиляционных газов печного отделения на протяжении более 10 лет находится на уровне 55 %.

Уменьшение выбросов сернистого ангидрида до уровня ниже предельно допустимых выбросов (ПДВ) было достигнуто на СКЗ объединения после замены катализатора СВ-8 на более эффективный ИК-1-6 и повышения герметизации оборудования. В дальнейшем существенное снижение выбросов этого вредного вещества в атмосферу может быть получено после перевода завода на использование серы вместо серного колчедана и ввода в эксплуатацию системы двойного концентрирования.

Вентиляционные газы, отводимые из подземных рудников по добыче урановых руд, в настоящее время выбрасываются в атмосферу без очистки. Их главный вредный компонент - радон, который образуется в процессе естественного распада радионуклидов урановой руды. В незначительных количествах в вентиляционных газах присутствуют также оксиды азота и углерода, появляющиеся в результате проведения буровзрывных работ. Концентрации вредных компонентов в вентиляционных газах, отводимых из шахтных

комплексов урановых рудников, незначительны. Наиболее перспективным методом снижения выбросов радона в атмосферу является совершенствование технологии ведения горных работ, включающее научное обоснование выбора системы разработки и схем проветривания рудников. Применение системы разработки нисходящими слоями с твердеющей закладкой за счет изоляции эманлирующих поверхностей выработанного пространства обеспечивает многократное уменьшение выделения радона в горные выработки и соответственно его выбросы в атмосферу.

Как указывалось ранее, одной из особенностей отходов предприятия является их радиоактивность. Основными радионуклидами, содержащимися в радиоактивных отходах, являются уран природный, торий-230, полоний-210, свинец-210, радий-226, радон-222. Подчиненное значение имеют радионуклиды актиноуранового и ториевого радиоактивных семейств. Уровни радиоактивности отходов, получаемых при разработке урановых месторождений, обычно невелики, но тем не менее они создают повышенную по сравнению с естественным фоном радиоактивность. Выпущенные в 1996 г. «Нормы радиационной безопасности - НРБ- 96» ужесточили требования к ведению работ по добыче и переработке урановых руд.

Согласно этого нормативного документа требуется:

- оценка эффективной дозы, получаемой населением от всех источников облучения;
- проведение мероприятий, направленных на снижение радиационного воздействия предприятия на окружающую природную среду.
- С целью оперативного контроля и разрешения всех вопросов, связанных с обеспечением радиационной безопасности на предприятии и снижением его радиационного воздействия на население и окружающую среду, на объединении создана система охраны окружающей среды. В ее состав входят:
 - отдел охраны окружающей среды, решающий вопросы контроля, методического руководства и координации всех служб и подразделений в данных направлениях;
 - ответственные по экологическим вопросам на подразделениях предприятия, решающие вопросы учета образующихся отходов производства, контроля;
 - соответствующие службы подразделений, решающие вопросы контроля атмосферы в производственных помещениях и горных выработках, контроля вредных химических веществ в образующихся жидких отходах;
 - отдел радиационной безопасности, радиоэкологии, контроля промышленных отходов, сбросов и выбросов ВХВ предприятия, контролирующий состояние радиационной безопасности (РБ) и других вредных производственных факторов (ВПФ) на промышленных объектах предприятия, обеспечивающий контроль за состоянием почвы, атмосферы, поверхностных и подземных вод как на территории промышленной зоны предприятия, так и за ее пределами с целью оценки радиоэкологического воздействия предприятия на окружающую природную среду.

Научное обеспечение работ в области радиационной безопасности и радиоэкологической деятельности осуществляется на основании договорных работ с ведущими в данных направлениях научными организациями страны.

Оперативный контроль и управление в области радиационной безопасности осуществляется с помощью

- ежедневных диспетчерских сводок;
- еженедельных оперативных совещаний;
- ежемесячных совещаний по экологии и вопросам водопользования;
- оперативных отчетов отдела радиационной безопасности и радиоэкологии о результатах контроля ВПФ на подразделениях (в виде телефонограмм диспетчерам

подразделений и предприятия, уведомлений органам Госгортехнадзора, ежемесячных сводок руководителям подразделений о результатах индивидуального дозиметрического контроля); приказов и распоряжений в области радиационной безопасности и природоохранной деятельности по предприятию и его подразделениям, телефонограмм, служебных писем и уведомлений.

Приведенная ранее организационная система позволяет эффективно решать многие специальные технические задачи, связанные со снижением радиозэкологического воздействия предприятия на окружающую среду и население.

Данный подход к решению природоохранных и радиозэкологических проблем приносит свои результаты. Техногенные дозы облучения населения, обусловленные деятельностью уранового предприятия, не превышают 1 мЗв/год, а состояние здоровья населения г. Краснокаменска и профессиональных работников находится на уровне общероссийских показателей. Экологическая обстановка по радиационному фактору и общетоксичным химическим веществам соответствует в основном санитарным нормам и требованиям экологической безопасности.

С целью ограничения концентрации радионуклидов в выбросах производственных объектов на предприятии проводятся следующие мероприятия:

- ограничение количества источников выбросов за счет перекрытия недействующих шахтных стволов, шурфов и вентиляционных скважин;
- перекрытие недействующих шахтных выработок специальными перемычками и покрытие поверхности горных выработок торкретбетоном с целью сокращения площади радоновыделения;
- полное влагонасыщение хвостов и перекрытие поверхностей пляжей хвостохранилищ водой для предотвращения пыления;
- повышение КПД электрофильтров ТЭЦ с целью сокращения выбросов золы в атмосферу.