

Р. С. НЕРМЯКО
В. С. РОМАНОВ
М. П. БЕЛДЫ

ТЕХНОЛОГИЯ
ДОБЫЧИ
СОЛЕЙ

ДК 622.363.1/02.06

Иермяков Р.С., Романов В.С., Бельды М.П. Технология добычи солей. М., Недра, 1981. - 272 с.

Рассмотрено современное состояние шахтных и бесшахтных способов добычи ископаемых солей, а также получения солей из природных рассолов. Дана оценка различных способов разработки и переработки галургического сырья, технологических схем производства солей. Описаны системы разработки, технология выемки, механизация, газодинамические явления, способы борьбы с засолением почвы и водоемов. Освещены вопросы охраны природы и рационального использования недр, а также использования емкостей выщелаченных пустот для подземного хранения и сброса отходов промышленных предприятий.

Для работников калийных предприятий, каменносоляных рудников и рассолопромыслов, а также производств по выпуску сульфата натрия. Табл. 36, ил. 88, список лит. - 100 назв.

Рецензент: проф. д-р. техн. наук Н.М. Проскуряков (ЛТИ)

И 30 703 - 062
043(01) - 81 251 - 81 25 040 000
© Издательство "Недра", 1981

ВВЕДЕНИЕ

Добыча солей является одной из древнейших отраслей горного дела. Многовековой опыт добычи солей позволил выделить различные способы (шахтные и бесшахтные) и технологии добычи твердых солей и рассолов.

В связи с тем, что потребность в галургическом сырье (водные и безводные соли Na, K и Mg соляной и серной кислот) непрерывно растет, постоянно происходит процесс разработки новых, перспективных методов и средств добычи, позволяющих повысить объем добычи и улучшить качество галургического сырья.

Требования к качеству сырья связаны с областью его применения.

В настоящее время основными потребителями солей являются сельское хозяйство, химическая и пищевая промышленность.

В химической промышленности соли применяются для получения чистых химических веществ (Cl, Mg, S и др.) и их соединений, причем лишь соединений, в которых составной частью является калий, выпускается свыше тридцати.

В пищевой промышленности широко применяется поваренная соль, а в сельском хозяйстве потребляется 92-94% от общего объема добычи калийных солей, которые в сыром или переработанном виде используются в виде удобрений.

Высокие темпы развития отраслей химической промышленности и прежде всего производства минеральных удобрений привели к значительному росту добычи галургического сырья. Более чем вдвое за период с 1966 по 1975 годы возросла добыча сульфата натрия. Объемы добычи поваренной соли достигли 25 млн. т в год и в дальнейшем будут неуклонно возрастать. По производству калийных солей СССР вышел на одно из первых мест в мире, до 7-10 млн. т руды в год возросли производственные мощности калийных рудников.

Такие масштабы роста производства возможны лишь при использовании высокопроизводительного горного оборудования и прогрессивных технологических решений. Увеличилось число предприятий по бесшахтной добыче солей растворением через скважины, пробуренные с поверхности, при этом нашли применение новые схемы эксплуатации скважин.

Осваиваются способы использования объемов образовавшихся полостей для подземного хранения веществ и захоронения отходов промышленных предприятий.

Расширились объемы производства солей в бассейных системах в районах с аридным климатом.

На основе обобщения опыта работы соляных рудников и анализа материалов научных исследований по вопросам добычи и получения галургического сырья составлена эта книга.

Основное внимание в книге уделено шахтной добыче калийных руд и подземному растворению залежей через скважины, в технологии которых произошли наиболее существенные изменения.

Авторы благодарят сотрудников Всесоюзного научно-исследовательского и проектного института галургии О.С. Лысенко, В.Л. Пимского, Н.А. Синькевича, Л.В. Шихееву, С.М. Роткина за оказанную помощь в подборе материала и подготовке рукописи.

Искреннюю признательность авторы выражают проф. Н.М. Проскурякову за критические замечания и советы, высказанные при рецензировании рукописи.

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРИРОДНЫХ СОЛЯХ И СПОСОБАХ ИХ ДОБЫЧИ

ГЛАВА I МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА ДОБЫЧИ СОЛЕЙ

§ 1. Минералы и породы соляных месторождений

Важнейшими минералами соляных месторождений являются: галит, сильвин, карналлит, каинит, лангбейнит, полигалит, тенардит и мирабилит.

Галит (NaCl), каменная или поваренная соль, распространен наиболее широко. Является спутником почти всех остальных минералов и при этом образует значительно большие скопления. Плотность 2,1 – 2,2 г/см³, легко растворим в воде, вкус соленый. В чистом виде бесцветен и прозрачен, но чаще окрашен примесями глины, органических веществ, окиси железа и другими в серый, бурый, красный, синий и другие цвета. В природе обычно встречается в форме зернисто-кристаллических агрегатов различной крупности зерна. Галитовая порода характеризуется слоистым строением – слои галита мощностью 5–10 см чередуются с более тонкими (несколько миллиметров) прослоями глинистого материала и ангидрита.

Слоистое строение характерно не только для каменной соли, но и для многих других соляных пород.

Сильвин (KCl) по кристаллографическим свойствам и форме нахождения в природе очень сходен с галитом, с которым встречается вместе и от которого по внешнему виду очень трудно отличим. Плотность 1,97 – 1,99 г/см³, легко растворим в воде, вкус горько-соленый или жгуче-соленый. Породы, состоящие из сильвина и галита, носят название сильвинита. Сильвинит – основное сырье для получения различных солей калия. Сильвиниты чаще всего содержат от 20 до 40% KCl , от 58 до 78% NaCl и в небольшом количестве MgCl_2 , CaSO_4 и другие примеси.

Карналлит ($\text{KCl} \cdot \text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$) имеет второе после сильвина место по распространению и роли среди калийных минералов. Образует главным образом крупнозернистые агрегаты. Чаще всего тонко распределенными кристалликами железного блеска окрашен в различные оттенки красного, бурого и оранжево-желтого цветов. Очень хрупок. Весьма гигроскопичен и на воздухе легко расплывается, распадаясь на составные части. При этом MgCl_2 переходит в раствор, а большая часть KCl остается в нем в виде мелкого шлама. Плотность 1,6 г/см³, вкус горько-жгуче-соленый. Часто содержит в тончайших порах значительные количества газов, состоящие в основном из водорода и метана.

Для карналлита характерна особенность издавать своеобразный скрип при царапании и сверлении минерала металлическим предметом.

Карналлитовая порода сложена преимущественно карналлитом (48 - 85%) и галитом (18-50%) с невысоким содержанием ангидрида и глинистого вещества.

Каинит ($KCl \cdot MgSO_4 \cdot 3H_2O$) сопровождается галитом и некоторыми другими минералами, образуя каинитовую породу. Каинитовая порода состоит из каинита (10-50%) и галита (30-40%), в ней всегда присутствуют полигалит (до 10%), карбонаты и глинистые минералы. Плотность каинита 2,1 г/см³, легко растворяется в воде, вкус слабо-солено-горький. Для каинита характерна светло-желтая и медово-желтая окраска.

Лангбейнит ($K_2SO_4 \cdot 2MgSO_4$) входит в состав калийных пород. Лангбейнитовая порода состоит из лангбейнита (30-60%), галита (15 - 45%), нерастворимого остатка (10-12%) и постоянных примесей полигалита (до 3-6%), сильвина (до 7%) и кизерита (до 4%).

В прикарпатских и румынских месторождениях встречаются каинит-лангбейнитовые и лангбейнит-каинитовые породы, состоящие из лангбейнита (10-25%), каинита (10-30%), галита (30-40%) с 15-20% нерастворимого остатка и примесями сильвина (до 10%), полигалита (до 8%) и кизерита (до 5%).

Плотность лангбейнита 2,8 г/см³; в воде растворяется труднее, чем галит, сильвин и карналлит; вкус слабо-сопороватый. Слабо сопротивляется воздействию атмосферной влаги. Даже в относительно сухом помещении лангбейнит через короткий промежуток времени покрывается налетом тонкого порошка белого цвета.

Лангбейнит обладает характерным свойством - при ударе по лангбейниту острым металлическим предметом появляются голубовато-зеленые искры, короткое время светящиеся.

Полигалит ($K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 2CaSO_4 \cdot 2H_2O$) широко распространен в природе, являясь часто единственным представителем группы калийных солей. Плотность 2,7 г/см³, в воде растворяется с трудом, вкуса не имеет. Полигалит окрашен в разнообразные оттенки красного и желтого цвета. Встречается также полигалит серый, серовато-белый и белый.

Тенардит (Na_2SO_4) образует зернистые скопления и плотные массы. Плотность 2,7 г/см³, легко растворяется в воде; вкус соленоватый. Довольно часто бесцветен и прозрачен. Изредка окрашен в рисово-золотистый цвет.

На влажном воздухе поглощает воду, мутнеет, покрывается корочкой белого цвета и постепенно распадается в порошок.

Мирабилит ($Na_2SO_4 \cdot 10H_2O$), известный также под названием глауберова соль, образует зернистые и плотные агрегаты. Плотность 1,48 г/см³; легко растворяется в воде, вкус горько-соленый. Кристаллы мирабилита, как правило, бесцветные и прозрачные. На воздухе теряет воду, мутнеет и постепенно распадается в тонкий порошок белого цвета, переходя в безводный сернистый натрий, носящий в промышленности название "сульфат".

Перечисленными важнейшими минералами не исчерпывается их

список, известный в ряде соляных месторождений. Можно отметить такие породообразующие минералы, как кизерит ($MgSO_4 \cdot H_2O$), шенит ($K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 6H_2O$), бишофит ($MgCl_2 \cdot 6H_2O$), эпсомит ($MgSO_4 \cdot 7H_2O$), астраханит ($Na_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 4H_2O$), ангидрид ($CaSO_4$), гипс ($CaSO_4 \cdot 2H_2O$).

Некоторые месторождения отличаются очень сложным составом, насчитывая до 20-25 разных минералов.

§ 2. Типы месторождений солей

Месторождения солей по условиям и времени образования подразделяют на три главных типа.

1. Ископаемые или древние залежи минеральных солей.
2. Природные рассолы современных соляных бассейнов (воды морей и океанов).
3. Залежи современных соляных бассейнов (месторождения озерных солей).

С месторождениями ископаемых солей связаны подземные рассолы. Ископаемые соляные месторождения, как принято сейчас считать, образовались в результате отложений соли в древних морях и океанах. Существует несколько теорий образования соляных отложений. Однако общепризнанной остается теория осадочного образования месторождений.

Месторождения каменной соли встречаются в виде пластовых или гнездообразных залежей, а также соляных штоков.

Отложения каменной соли имеются на каждом континенте и в огромных количествах (даже в Антарктиде обнаружены миллионы тонн замерзшей соли). Запасы каменной соли на земном шаре оцениваются в 3,5 · 10⁶ млрд. т.

В настоящее время разведано более 100 месторождений каменной соли, различающихся по форме и условиям залегания, геологическому строению, структурным особенностям и др.

Наиболее крупными из разведанных являются месторождения Артемовское, Славянское, Ефремовское, Солотвинское, Илецкое, Усолжье-Сибирское, Яр-Бишкадакское, Светлоярское. Промышленные запасы некоторых из этих месторождений достигают сотен миллионов тонн.

Славянско-Артемовское месторождение на Украине представлено пластовой залежью, занимающей площадь длиной около 45 км и шириной 30-35 км. Мощность соленосной толщи в районе Артемовских соляных рудников составляет более 350 м, причем наиболее мощные (25-40 м) пласты каменной соли (на глубине от 80 до 540 м) отличаются большой протяженностью.

Яр-Бишкадакское месторождение Башкирии представлено пластово-линзовидной залежью, мощность которой на участке длиной 3 - 3,5 км достигает 500-700 м (при глубине залегания подошвы залежи до 1100-1300 м).

Илецкое (в Оренбургской области), Солотвинское (в Прикарпатье),

Светлоярское (в Волгоградской области) месторождения представлены куполо-штокообразными, невыдержанными по мощности и строению залежами.

Илецкое месторождение - купол с выходом на поверхность; имеет в плане форму эллипса с осями длиной 1 и 2 км. Разведанная мощность пласта в центральной части купола достигает 2600 м. Мощность покровных отложений до 5 м в центральной части и до 40 м - в периферийной. Качество соли очень высокое в центре, несколько снижается по краям купола.

Солотвинское месторождение - купол асимметричной формы. Вскрытая мощность соли достигает 450 м; мощность покрывающих пород от 4 до 100 м.

В настоящее время каменную соль шахтным способом добывают на Артемовском, Илецком, Солотвинском, Нахичеванском и Аванском месторождениях. Готовится к эксплуатации Тьрецовское месторождение. Более десяти месторождений разрабатывают методом подземного растворения через скважины с поверхности.

Калийно-магниевые соли залегают непосредственно в отложениях каменной соли в виде пластовых, линзообразных или гнездообразных залежей. Наиболее часто калийные соли встречаются в виде пластовых залежей, имеющих пологое или наклонное залегание. В сравнении с каменной солью месторождения калийных солей встречаются реже. В настоящее время в мире известно около 37 бассейнов ископаемых калий-магниевых солей. Наиболее крупные - Саскачеван (Канада) и Стассфуртское (ГДР). В Советском Союзе наиболее крупными являются Верхнекамское, Старобинское, Прикарпатское, Карлюкское.

В СССР подземная промышленная добыча калийных солей производится в настоящее время на Верхнекамском, Старобинском и Прикарпатском месторождениях.

Верхнекамское месторождение представлено залежью соли мощностью до 450-550 м. В разрезе соляной залежи (рис. 1) выделяют покровную каменную соль, толщу калийных солей (сильвинито-карналлитовая и сильвинитовая зоны), подстилающую каменную соль. В сильвинито-карналлитовой и сильвинитовой зонах насчитывается до 15 пластов калийных солей, из которых три - рабочие. Пласты смяты в складки с амплитудой до 8-10 см. Породы, залегающие выше соляной толщи, сильно обводнены.

Старобинское месторождение представлено пластами четырех калийных горизонтов, из которых промышленное значение имеют пласты второго (мощностью до 2,7 м) и третьего (мощностью до 4,5 м) горизонтов. Рабочие пласты имеют спокойное, близкое к горизонтальному залегание и отличаются сложным строением (рис. 2). Гидрогеологические условия месторождения благоприятны. На Прикарпатских месторождениях калийные соли залегают в виде отдельных линз или смятых в складки пластов различной протяженности по простиранию и падению. Вынимаемая мощность залежей изменяется от 4-6 до 60 - 70 м.

Кроме рассмотренных месторождений, находящихся в эксплуатации, в СССР имеются и другие месторождения калийных солей. Севернее

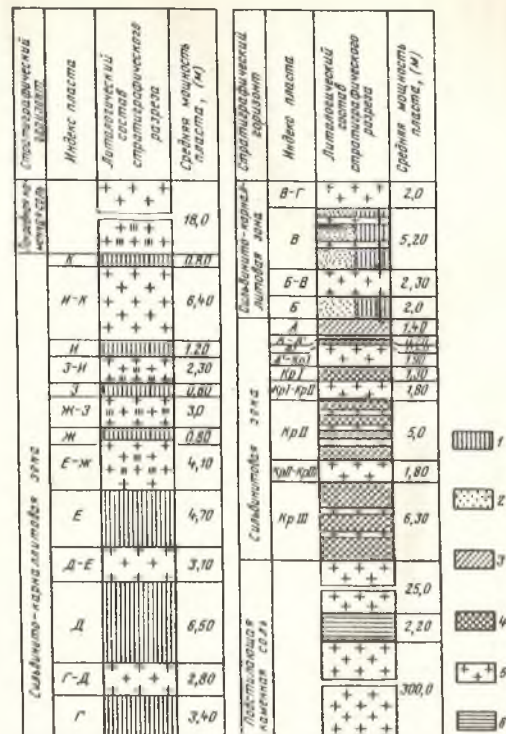


Рис. 1. Сводный стратиграфический разрез продуктивной толщи Верхнекамского месторождения:

- 1 - карналлит; 2 - сильвинит пестрый; 3 - сильвинит полосчатый; 4 - сильвинит красный; 5 - каменная соль; 6 - глина

Верхнекамского месторождения частично разведано Верхнепечорское месторождение, в Белоруссии кроме Старобинского обнаружен ряд месторождений и около 10 проявлений калийных солей. В Восточной Туркмении и Узбекской ССР располагается обширный Гаурдак-Кугитанский калиеносный бассейн, в пределах которого разведан ряд месторождений.

В Прикаспийской впадине и Южном Предуралье разведано более 25 соляных куполов с наличием калийных солей.

Состав солей основных калийных месторождений СССР приведен в табл. 1, составленной по данным [1]. Для сравнения в таблице даны составы каменной соли некоторых месторождений.

10 Таблица 1

Место- ро ж- дение	Порода	Содержание компонентов, %							
		KCl	NaCl	MgCl ₂	MgSO ₄	CaSO ₄	CaCl ₂	K ₂ SO ₄	Нераствори- мый остаток
Верхне- камс- кое	Сильвинит красный	19,7-42,9	51,6-77,2	0,2-0,4	-	1,3-2,5	-	-	1,1-4,6
	Сильвинит пестрый	20,8-38,7	54,5-76,7	0,1-1,2	-	0,9-2,3	-	-	0,9-6,3
	Карналли- товая	13,4-20,6	33,0-53,6	14,5-19,0	-	0,8-1,6	-	-	1,3-4,5
	Каменная соль	следы	94,0-97,5	0,2-0,3	-	2,2-3,5	-	-	0,5-30,5
Старо- бинс- кое	Сильвинит	13,8-51,8	25,0-65,8	0,1-1,7	-	0,2-10,6	-	-	0,5-30,5
	Сильвино- карналли- товая	8,5-23,2	38,4-72,0	1,1-8,6	-	0,1-6,0	-	-	2,5-28,0
Прикар- патское	Сильвинит	19,6-36,0	24,7-42,7	0-0,9	2,5-20,4	3,6-11,4	-	0-4,4	10,6-22,5
	Карналли- товая	10,5-13,8	33,8-41,2	5,1-13,9	0 - 1,0	2,4-7,1	-	-	11,9-34,9
	Калийная	10,2-21,4	18,2-44,8	-	20,0-39,2	1,7-2,5	-	1,8-7,4	2,8-5,6
	Каннит- лангбейни- товая	9,0-16,6	30,4-36,8	0 - 2,0	21,8-29,5	2,2-3,1	-	7,2-9,6	5,4-12,8
	Лангбейнит	0,8-4,8	32,2-28,8	-	29,0-34,0	1,1-2,0	-	19,4-24,4	4,3-6,4
Гаур- дакское	Сильвинит	13,0-43,6	48,5-76,8	0 - 1,7	-	0,2-1,0	-	-	0,8-16,5
Карлюк- ское	Сильвинит	18,3-42,8	44,2-72,4	0,3-2,2	-	0,8-2,3	-	-	4,0-13,4

6421

6421

2-2

	Сильвино- карналли- товая	12,0-21,2	28,0-61,5	11,3-23,1	-	0,4-1,2	-	-	1,3-5,2
	Каменная соль	0,1-0,6	92,1-99,0	0,04-0,4	-	0,5-6,2	-	-	0,4-4
Арте- мовское:									
Над- брянев- ский	Каменная соль	-	96,2-99,2	0,02-0,03	-	0,1-1,5	0,01- 0,03	-	0,1-2,2
Брян- цевский пласт	То же	-	98,4-98,6	0,05-0,06	-	0,9-1,1	0,02- 0,03	-	0,2-0,4
Под- брянев- ский пласт	-	-	97,5-97,7	0,05	-	0,1-1,2	0,1	-	0,9-1,0
Илеп- кое	-	-	98,7-99,1	0-0,04	0-0,05	0,7-1,1	-	-	0,2-0,5
Нахиче- ванское	-	-	81,5-84,6	0,4-0,6	-	1,1-1,2	0,4-0,8	-	13,1-15,6
Солот- винское	-	-	99,3-99,8	0-0,1	0-0,2	0,1-0,2	0-0,1	-	0,05-0,4

11

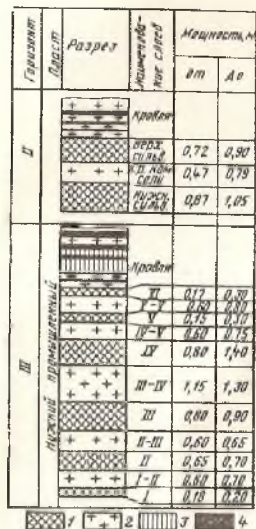


Рис. 2. Строение промышленных калийных пластов Старобинского месторождения: 1 - сильвинит; 2 - каменная соль; 3 - карналлит; 4 - глина

либо проникшие сверху боковые и надсолевые рассолы. Образование подсолевых рассолов может быть связано и с подтоком вод из более глубоких водоносных горизонтов.

Межсолевые рассолы, заключенные в пустотах соляной толщи, в трещиноватых межпластовых несолевых породах, в тектонических разломах и трещинах, в большинстве случаев являются остатком маточных рассолов.

Современные моря и океаны являются грандиозными месторождениями солей, которые получают из морской воды путем испарения или вымораживания.

Содержание солей в воде современного океана составляет в среднем 35 г на 1 кг воды. В объеме океанических и морских вод, покрывающих 71% поверхности Земли, растворено около 22 млрд. км³ солей.

В морской воде содержится около 60 химических элементов, 9 из которых обуславливают соленость воды и образование соляных залежей на суше Земли.

Эти элементы и их содержание в океанической воде приводятся в табл. 2.

Подземные рассолы наблюдаются везде, где есть значительные залежи ископаемых солей. Рассолы, связанные с ископаемыми залежами, подразделяют на следующие типы:

- а) надсолевые, находящиеся в надсолевой толще пород;
- б) межсолевые, распространенные в соляной залежи;
- в) боковые, приуроченные к боковым вмещающим соляную залежь породам;
- г) подсолевые, распространенные в подсолевой толще.

Наибольшее значение для рассолодобычи имеют надсолевые рассолы, образование которых связано с инфильтрацией поверхностных вод.

Надсолевые рассолы располагаются на различной глубине от земной поверхности и могут выходить на поверхность в виде соляных источников. Образование надсолевых рассолов связано с соляным карстом.

Боковые рассолы приурочены к вмещающим боковым породам. Их образование также связано с инфильтрационными водами.

Подсолевые рассолы залегают в подстилающих соляную залежь породах и представляют собой либо маточные рассолы, насытившие подстилающие породы, либо проникшие сверху боковые и надсолевые рассолы. Образование подсолевых рассолов может быть связано и с подтоком вод из более глубоких водоносных горизонтов.

Таблица 2

Ионы	Содержание в океанической воде, г/кг	Общая масса, г · 10 ¹²	Соли	Содержание в воде, %	% от массы всех солей
Хлор (Cl)	19,337	30865	NaCl	2,723	77,76
Сульфат (SO ₄)	2,705	4321	MgCl ₂	0,381	10,88
Бикарбонат (HCO ₃)	0,097	205	MgSO ₄	0,165	4,76
Бром (Br)	0,066	106	CaSO ₄	0,126	3,62
Бор (B)	0,004	8	K ₂ SO ₄	0,086	2,42
Натрий (Na)	10,722	17 232	CaCO ₃	0,012	0,34
Магний (Mg)	1,297	2077	MgBr ₂	0,007	0,22
Кальций (Ca)	0,417	653			
Калий (K)	0,382	619			
Всего	35,027	56 186		3,500	100,00

Месторождения озерных солей (соляные озера, заливы или лагуны) представляются собой современные соляные бассейны, в которых осаждение солей началось сравнительно недавно и продолжается до настоящего времени. По размерам и запасам они обычно значительно уступают ископаемым месторождениям, но благодаря своей большой распространенности и более легкой доступности для разработки они представляют большой промышленный интерес.

К соляным относят озера, в которых содержание солей в воде превышает их содержание в воде океана, т.е. больше 3,5%.

Основным условием образования соляных озер и соляных залежей в них является превышение испарения над осадками. Другими благоприятствующими условиями являются: приток солей к местам их скопления за счет достаточно мощных и длительно действующих источников, наличие бассейнов накопления (бессточных котловин).

Соляные озера подразделяют по составу и состоянию озерного рассола (рапы), по наличию и составу солевых отложений [2].

По составу рассола озера делят на карбонатные, сульфатные (наиболее распространены) и хлоридные.

По состоянию рассола различают рапные, сухие и подпесочные озера. Для рапных характерно наличие поверхностной рапы (жидкой фазы) в течение всего года, сухие озера сохраняют рапу лишь в течение влажного периода года, подпесочные поверхностной рапы не имеют.

Донные солевые отложения озер могут быть представлены новосадкой, старосадкой и корневой солью.

Новосадка - соль, выделившаяся из поверхностной рапы в годичном цикле. В этом же цикле она может переходить обратно в рас-

сол. Старосадка – соль, выпавшая из поверхностной рапы и сохранившаяся в доинных отложениях. Корневая соль – соль, выделившаяся из доинной рапы.

Различают поверхностную и доинную рапу озер. Доинная рапа размещается в пространстве между кристаллами солей доинных отложений (межкристалльная рапа) и отличается от поверхностной относительно постоянным и химическим составом и концентрацией, насыщением солями, а нередко повышенным содержанием калия, брома, иногда бора.

Запасы соли в виде озерных отложений и озерных соляных растворов огромны и исчисляются миллиардами тонн. Использоваться может как твердая, так и жидкая фаза соляных озер.

В СССР добычу соли осуществляют на озерах Азово-Черноморского побережья и степного Крыма, Нижнего Поволжья, Прикаспия, Средней Азии, Сибири.

Для получения поваренной соли в настоящее время ведется эксплуатация более десяти озерных месторождений, в том числе на озерах Баскунчак, Бурлинском, Сасык-Сиваш, Сиваши-Восточные, Джаксы-Клыч, Светлица, Карабас-Туа, Баба-Ходжа, Куули. Состав твердой фазы соляных озер по данным [3] приведен в табл. 3.

Первое место в СССР по размеру добычи поваренной соли (5360 тыс. т в год) занимает месторождение оз. Баскунчак – главного из разрабатываемых самосадочных озер.

СССР располагает богатейшими месторождениями сульфата натрия в виде поверхностной рапы и твердых отложений соляных озер [4].

Запасы большинства месторождений не превышают 1 млн. т в пересчете на сульфат натрия. Исключение составляют залив Кара-Богаз-Гол (Туркменская ССР) – 50 млрд. т и оз. Кучук (Западная Сибирь) – 400 млн. т.

К числу других крупных, не эксплуатируемых в настоящее время сульфатных озер, относится Кулундинское, Селенгинское, Эбейты и др.

Из зарубежных озерных месторождений сульфатов наиболее крупными являются оз. Серла (300 млн. т) и Большое Соляное Озеро (400 млн. т) в США.

Запасы озерных месторождений помимо получения поваренной соли и сульфата натрия используются также для получения магниевых солей, брома, озерного гипса, природной соды.

Важной сырьевой базой получения солей магния, поваренной соли, брома и соды является Сиваш – мелководный залив Азовского моря.

В водной массе Сиваша насчитывают до 188 млн. т различных солей, в том числе поваренной соли – 146 млн. т, хлористого магния – 17,3 млн. т, сульфата магния – 13,1 млн. т и др. Эти запасы постоянно возобновляются за счет притока воды из Азовского моря и практически могут считаться неисчерпаемыми.

Таблица 3

Месторождение, вид соли	Состав соли, %							
	NaCl	CaSO ₄	CaCl ₂	CaCO ₃	MgSO ₄	MgCl ₂	Na ₂ SO ₄	H ₂ O
Оз. Баскунчак:								
новосадка.....	98,2	0,07	0,05	-	-	0,27	-	0,21
"гранатка".....	96,5-99,3	-	-	-	-	-	-	0,10-0,90
"чугунка".....	97,0-98,6	-	-	-	-	-	-	0,30-0,75
Оз. Бурлинское:								
новосадка.....	96,9	0,04	-	-	0,63	0,23	-	1,19
"каратуз".....	68,9-82,8	0,34	-	-	0,49-0,79	-	9,6-16,2	6,80-13,40
Оз. Баба-Ходжа	91,5-99,3	0,19-1,26	0,01-1,09	0,01-0,03	-	-	0,004-0,30	0,20-0,65
Оз. Джаксы-Клыч	91,5-98,2	0,33-4,34	-	-	0,07-3,26	0,08-1,09	0,25-1,60	0,04-1,41
Оз. Калкаман:								
"чугунка"	-	-	-	-	-	-	-	-
мелкокристал-	-	-	-	-	-	-	-	-
лическая.....	96,5-97,3	0,50-0,94	-	-	0,40-0,45	0,47-0,87	-	0,95-0,98
"чугунка"	-	-	-	-	-	-	-	-
крупнокри-	-	-	-	-	-	-	-	-
сталлическая ..	96,4-98,8	0,53-0,56	-	-	0,11-0,18	0,22-0,33	-	0,56-0,60
"гранатка".....	97,0-98,2	0,49-1,16	-	-	0,03-0,25	0,27-0,44	-	0,60-0,80
Оз. Куули	94,0-99,0	0,20-0,40	-	-	0,15-0,40	0,10-0,40	-	-

6.3. Требования промышленности к соляным месторождениям

Требования промышленности на сырье или продукты обогащения, поставляемые горнодобывающими предприятиями, отражены в ГОСТах и Технических условиях.

В табл. 4 приведены принятые сейчас требования к качеству поваренной соли, потребляемой различными отраслями промышленности.

Требования к сульфату натрия, получаемому из природного сырья [2], по содержанию компонентов (в % на сухое вещество) приведены в табл. 5.

Кроме ГОСТов и Технических условий, предусматривающих допустимые содержания полезных компонентов и примесей в готовой продукции, составляются кондиции на минеральное сырье, которые являются основанием для подсчета запасов месторождений.

В зависимости от типа разведанного месторождения и предполагаемого способа его отработки в кондициях устанавливаются: минимальное промышленное содержание полезных компонентов, максимально допустимое содержание вредных примесей, минимальная мощность тела полезного ископаемого, максимальная мощность прослоев некондиционных солей и несолевых пород, требования к выделению типов и сортов солей, возможная глубина отработки и др.

Кондициями лимитируются такие содержания основного вещества и примесей в минеральном сырье, которые должны обеспечивать получение готовой продукции, отвечающей требованиям ГОСТа или ТУ [5,6].

Так, например, по кондициям, установленным для сильвинита, добываемого Соликамским и Калужским калийными комбинатами, содержание хлористого калия должно быть не ниже 22%; карналитовая порода для Соликамского комбината должна содержать не менее 17% $MgCl_2$. Минимальное содержание KCl в сильвинитовых рудах Старобинского месторождения - 16%. Для каменносоляных залежей, разрабатываемых растворением через скважины с поверхности, содержание хлористого натрия должно быть не менее 70% (содержание нерастворимых включений не более 30%).

Минимальная мощность калийной залежи, устанавливаемая кондициями для шахтной разработки, колеблется от 1,5 до 2 м, а для открытых работ на Домбровском участке определена в 4 м. При установлении кондиций в ряде случаев имеют значение общая мощность толщи калийных солей и наличие над ее кровлей покровной каменной соли или других защитных пород, которые могут предохранить продуктивную толщу от проникновения в нее агрессивных вод.

Предельная глубина полезных горизонтов каменной соли, при которой их эксплуатация шахтным способом является целесообразной, составляет 500-600 м. Для калийных горизонтов предельная глубина шахтной разработки по практическим соображениям принимается равной 1000 - 1200 м.

Глубина разработки каменносоляных месторождений при их растворении через скважины с поверхности достигает 1700 - 2000 м.

Рентабельной считают отработку залежей каменной соли растворением для условий, приведенных в табл. 6.

Таблица 4

Продукт	Содержание компонентов															
	Сухое вещество после растворения, мас. %					В пересчете на рассол, г/л										
	NaCl	Ca ²⁺	Mg ²⁺	SO ₄ ²⁻	NO ₃ SO ₄	K ⁺	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	вла-га	NaCl	Ca ²⁺	Mg ²⁺	SO ₄ ²⁻	NO ₃ SO ₄	K ⁺	Fe ₂ O ₃
Соль поваренная пищевая:																
"Экстра"	99,7	0,02	0,01	0,16	0,2	Следы	0,005	0,03	5,0	310	0,062	0,03	0,50	0,62	Следы	0,02
Высший сорт	98,4	0,35	0,05	0,60	0,5	То же	0,005	0,16	5,0	310	1,103	0,16	2,52	1,58	То же	0,02
I сорт	97,7	0,50	0,10	1,20	0,5	"	0,01	0,45	5,0	310	1,590	0,32	3,81	1,59	"	0,03
II сорт	97,0	0,65	0,25	1,50	0,5	"	0,01	0,85	5,0	310	2,080	0,60	4,79	1,61	"	0,03
Поваренная соль для производства хлора и елкого натрия методом ртутного электролиза	97,5	0,40	0,05	0,84	0,02	-	0,50	5,0	310	1,270	0,16	2,68	-	0,06	-	-
То же, методом диафрагменного электролиза	97,5	0,40	0,05	0,84	-	0,20	-	0,50	5,0	310	1,270	0,16	2,68	-	0,64	-
Поваренная соль для производства соды	97,3	0,63	0,10	1,26	-	0,63	-	-	-	310	2,000	0,32	4,0	-	2,0	-

Таблица 5

Компоненты	Сорт		
	высший	первый	второй
Na ₂ SO ₄ (не менее)	99,4	98	97
NaCl (не более)	0,2	0,7	1,2
CaSO ₄	Не нормировано		
Mg ²⁺ (не более)	0,02	0,1	0,2
Fe ₂ O ₃ (не более)	0,01	0,015	0,03
H.о. (не более)	0,4	0,9	2,0
H ₂ O (не более)	0,3	1	3

Таблица 6

Глубина разработки залежи, м	Мощность соляной залежи (м) при содержании в ней нерастворимых включений, %		
	10	20	30
500	40	60	60
1000	60	90	80
1500	80	99	100
2000	100	110	120

Кондиции на минеральное сырье являются основанием для установления балансовых запасов месторождений. Эти запасы на месторождении или на выбранных участках должны обеспечивать (с учетом потерь при добыче) работу предприятия на его амортизационный срок (обычно 50 лет).

ГЛАВА II ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА СОЛЕЙ И РАССОЛОВ

§ 1. Физико-механические свойства соляных пород

Физико-механические свойства соляных пород подразделяют на отдельные группы, важнейшими из которых являются прочностные, характеризующие предельные сопротивления солей механическим нагрузкам; упругие, определяющие деформируемость солей под нагрузками не выше предела упругости; реологические, характеризующие изменение механических свойств во времени при длительном воздействии нагрузок; технологические, характеризующие сопротивляемость соляных

пород различным видам механического разрушения. В отдельных случаях важное значение имеют также плотностные и фильтрационные свойства, а также свойства соляных пород в сыпучем состоянии.

Плотность соляных пород калийных месторождений СССР изменяется от 1,8 до 2,4 г/см³, плотность каменной соли - от 2,09 до 2,2 г/см³. Плотность озерной соли составляет: новосадки - 1,4 - 1,5; "гранатки" - 1,3-1,6; "чугунки" - 1,8-1,9; "каратуза" - 1,5 - 1,6 г/см³. Плотность соли в бассейных системах составляет 1,4 - 1,8 г/см³.

Соляные породы в основном имеют незначительную пористость (1-2% для сильвинита Верхнекамского месторождения) и проницаемость. В большинстве случаев в образцах каменной соли, сильвинита и карналлита отсутствует проницаемость по воздуху, водороду, азоту и радону. Данные работ [7, 8] свидетельствуют о том, что однородные по своему составу и строению образцы соли практически непроницаемы. Проницаемость соляных толщ может быть обусловлена наличием несолевых прослоев и трещин, связанных как с тектоническими нарушениями, так и с ведением горных работ.

Прочностные свойства соляных пород зависят от вида напряженного состояния и обладают в сравнении с другими горными породами относительной однородностью в пределах отдельных пачек калийных и соляных пластов. На прочность соли большое влияние оказывает загрязнение ее глинистыми и другими примесями [9].

Прочностные свойства соляных пород обычно характеризуются пределами прочности при одноосном сжатии ($\sigma_{сж}$), растяжении ($\sigma_{р}$) и изгибе ($\sigma_{изг}$). Эти величины для различных солей связаны следующими соотношениями:

$$\begin{aligned} \text{Каменная соль } \sigma_{сж} : \sigma_{изг} : \sigma_{р} &= 1:(6 \pm 10):(15 \pm 40) \\ \text{Сильвинит } \sigma_{сж} : \sigma_{изг} : \sigma_{р} &= 1:(12 \pm 20):(60 \pm 100) \\ \text{Карналлит } \sigma_{сж} : \sigma_{изг} : \sigma_{р} &= 1:10:80 \end{aligned}$$

Прочность соляных пород некоторых месторождений при одноосном сжатии и растяжении характеризуется данными табл. 7.

Другими важными характеристиками являются коэффициент сцепления и угол внутреннего трения.

Для соляных пород величина угла внутреннего трения составляет 20-30°, сцепление - 4-8 МПа.

Упругие свойства соляных пород обычно характеризуются модулем упругости E , который определяется соотношением величин напряжений и относительных упругих деформаций, а также коэффициентом Пуассона (μ), вычисляемым по отношению относительных поперечных и продольных деформаций.

Для соляных пород величина модуля упругости зависит от скорости приложения нагрузки и при динамических нагрузках обычно в 2,0-2,6 раза выше, чем при статических. Статический модуль упругости зависит от величины нагрузки. Для каменной соли при увеличении напряжения с 5 до 40 МПа значение статического модуля упругости возрастает с 6 до 8,5 ГПа. От величины нагрузки зависит и коэффициент Пуассона. Для каменной соли при увеличении напряжения от

Таблица 7

Месторождение	Порода	Предел прочности		$\frac{\sigma_p}{\sigma_{сж}}$, %
		при растяжении σ_p , МПа	при сжатии $\sigma_{сж}$, МПа	
Верхнекамское:				
Пласт В	Карналлит	0,19	15,7	1,0
Пласт Кр. II	Сильвинит	0,61	39,6	1,5
Пласт А	Сильвинит	0,27	28,7	1,0
Пласт Б	Сильвинит	0,43	25,1	2,0
Каменная соль	Каменная соль	0,46	37,1	1,0
Кадушское				
Старобинское:				
II горизонт	Покровная каменная соль	0,90	34,6	2,6
То же	Сильвинит	0,84	15,5	5,4
III горизонт	Каменная соль	1,70	29,4	5,7
То же	Глинисто-карналлитовая пачка	0,85	19,3	4,5
" "	Сильвинит	2,00	22,2	9,0
Артемьевское:				
Брянцевский пласт	Серая каменная соль	1,33	36,6	4,0
Надбрянцевский пласт	Белая каменная соль	0,45	34,0	1,5
Подбрянцевский пласт	Белая каменная соль	0,88	23,9	4,0
Волгоградское				
Стебниковское				
То же	Бишофит	0,43	3,7	12,0
" "	Каинит	0,92	26,3	3,5
То же	Лангбейнит	1,44	28,9	5,0
" "	Кизерит	0,91	35,0	2,6
Тыргу Окна (Румыния)				
То же	Белая каменная соль	1,10	28,7	5,0
То же	Пестрая соль	1,57	32,4	5,0
Хессен, Стаффурт				
То же	Карналлит	0,81	11,3	7,0
То же	Каменная соль	1,37	32,0	4,0
Тюрингия (ГДР)				
То же	Ангидрит	4,26	55,0	8,0

5 до 40 МПа величина этого коэффициента возрастает от 0,25 до 0,45 (данные В. Дрейера).

Ниже приведены значения показателей упругости для соляных пород Старобинского и Верхнекамского месторождений.

	Модуль упругости $E_{ст}$, ГПа	Коэффициент Пуассона μ
Породы Старобинского месторождения:		
Сильвинит (II горизонт, нижняя пачка)....	12,0 - 16,5	-
Каменная соль (средний слой)	12,3 - 14,5	0,38
Сильвинит (III горизонт, II слой)	27,0 - 28,0	0,19
Каменная соль (слой II-III).....	12,3 - 27,0	0,35
Породы Верхнекамского месторождения:		
Сильвинит (пласт АВ)...	22,0	0,30
Сильвинит (пласт Красный II).....	18,8	0,28
Карналлит (пласт В)....	14,0 - 19,2	0,30

При действии нагрузки соляные породы проявляют упругие и пластические деформации. В обычных условиях нагружения соляные породы (особенно каменная соль и сильвинит) обладают высокой пластичностью. Способность к хрупкому разрушению в большей мере свойственна карналлиту.

Хрупкость горных пород часто оценивают по отношению величин пределов прочности при сжатии и при растяжении. По этому критерию соляные породы имеют следующие значения хрупкости: каменная соль 15-30; сильвинит 20-30; карналлит 15-20. Количественную оценку способности соляных пород к хрупкому разрушению производят и по отношению продольной упругой деформации к общей деформации (по В. Гимму). По этому критерию способность соляных пород к хрупкому разрушению оценивается в процентах и составляет для карналлита 80-90, ангидрита 70-80, хартзальца 20-30 и каменной соли 12-20.

При быстром или мгновенном приложении нагрузки, а также при динамических проявлениях горного давления (горных ударах, внезапных выбросах) соляные породы могут испытывать значительные упругие деформации и разрушаться как хрупкие тела.

Характерной особенностью соляных пород является изменение их напряжений и деформаций при длительном воздействии даже небольших по величине постоянных нагрузок - явление ползучести.

Допустимая деформация ползучести определяется опытным путем, и, например, для карналлита относительная продольная деформация составляет около 2,5-5%, для каменной соли 0,8-2,5%, для сильвинита 2,3-3,0%.

Предел длительной прочности соляных пород составляет примерно 30-60% от значений их прочности при кратковременной нагрузке.

Технологические свойства соляных пород характеризуются коэффициентом крепости, сопротивляемостью резанию и бурению, абразив-

ностью, контактной прочностью, сопротивляемостью разрушению под воздействием ударной нагрузки и др.

Коэффициент крепости, по шкале М.М. Протодяконова, соляных пород калийных и каменносоляных месторождений составляет обычно 2-4. Для Прикарпатского месторождения этот коэффициент равен 4-6, а в отдельных случаях при включениях крепких пород (аргиллиты, песчаники и др.) достигает 8.

Сопротивляемость соляных пород бурению характеризуется показателем буримости, определяемым по величине осевого усилия подачи стандартного реза на забой шпура. Значения этого показателя для пород Артемовского месторождения приведены ниже.

Брянцевский пласт	235
Подбрянцевский пласт	294
Надбрянцевский пласт:	
Верхняя пачка	324
Нижняя пачка без включений	274
Нижняя пачка с включениями ангидрита	до 420

По сопротивляемости резанию соляные породы на 20-50% превосходят крепкие угли. Поэтому энергоемкость процесса их разрушения механическим способом относительно велика.

Соляные породы в целом относятся к малоабразивным. Абразивность пород (характеризуется по износу эталонного реза) Верхнекамского и Старобинского месторождения около 0,14 - 6,50 мм, Прикарпатского - 30-45 мм (в отдельных случаях, при включениях аргиллита, достигает 200 мм).

Физико-механические свойства соляных пород в сыпучем состоянии характеризуются следующими показателями:

Насыпная плотность, т/м ³ :	
При буроварьшной выемке	1,37 - 1,47
При машинной выемке	1,27 - 1,32
Коэффициент внешнего трения по стали	0,4
Коэффициент внутреннего трения	1,0
Угол естественного откоса, градус	35 - 40

§ 2. Тепловые свойства соляных пород

Подземная разработка соляных месторождений осуществляется на глубинах до 2000 м при температуре пород до 50°C. Температурные условия разработки некоторых соляных месторождений СССР приведены в табл. 8.

Оценка температурного фактора при организации добычи (особенно на больших глубинах, характерных для подземного растворения через

Таблица 8

Месторождение	Тип соли	Глубина залегания, м	Геотермический градиент, градус/м	Температура массива на глубине разработки, градус
Усолье-Сибирское	Каменная	1400	0,015	24,6
Зиминское	"	1600	0,015	27,6
Новомосковское	"	1000	0,018	25,0
Бфремовское	"	1000	0,021	33,6
Мозырское	"	1240	0,013	30,0
Сереговское	"	600	-	17,0
Яр-Бишадакское	"	1300	0,011	20,8
Ново-Карфагенское	"	200	-	13,3
Славянское	"	600	0,013	18,8
Гусевское	"	800	0,020	23,0
Камыш-Курганское	"	900	0,022	39,0
Аванское	"	1000	-	27,0
Эларское	"	1000	-	27,0
Неграмское	"	300	0,035	37,5
Светлоярское	"	1670	0,024	47,8
"	Бишофит	-	0,024	32,3
Индерское	Сильвинит	230	-	14,2
Карлюкское	"	1000	0,026	47,6
Тут-Булакское	"	550	0,027	31,7
Верхнекамское	"	350	0,018	9,1

скважины) выполняется с учетом теплофизических и теплохимических свойств солей: теплоемкости, теплопроводности, температуропроводности, коэффициентов теплового линейного и объемного расширения, средней теплоты растворения - количества тепла, поглощаемого из окружающей среды при растворении соли (эндотермический эффект растворения).

Для каменной соли коэффициент линейного расширения равен $40,4 \pm 0,1 \text{ мкК}^{-1}$, а коэффициент объемного расширения находится в пределах от $92,5$ до $121,0 \text{ мкК}^{-1}$. Значения других констант для каменной соли, сильвинита и бишофита приведены в табл. 9 [10].

§ 3. Краткие сведения о растворимости солей и свойствах рассолов

Большинство солей обладает способностью растворяться в воде. Результатом растворения является образование жидкого раствора (рассола).

Концентрацию раствора (С) - содержание растворенного вещества в единице объема или веса раствора - наиболее часто обозначают

Таблица 9

Материал	Коэффициент теплопроводности, Вт/м·К	Удельная теплоемкость, кДж/кг·К	Коэффициент температуропроводности, м ² /ч × 10 ³
Каменная соль месторождений:			
Яр-Бишкадакского	5,40	0,628	14,6
Карлюкского	-	0,837	15,2
Верхнекамского	8,52	0,896	16,0
Сильвинит месторождений:			
Верхнекамского (45% KCl)	9,74	0,812	20,6
Верхнекамского (36% KCl)	8,50	0,871	18,0
Карлюкского (40% KCl)	8,00	0,783	17,7
Карлюкского (57% KCl)	-	0,766	-
Бишофит Светлоярского месторождения	-	1,650	-

числом граммов вещества на 100 г раствора, т.е. процентом по массе (мас.%), или числом граммов вещества на 1 л раствора (г/л).

$$C, \text{ мас.\%} = (10\rho)^{-1} C, \text{ г/л},$$

где ρ - плотность раствора, г/см³.

Концентрация соли в насыщенном рассоле называется растворимостью этой соли (при определенной температуре). Иногда наблюдается образование пересыщенных рассолов, причем явление пересыщения может существовать достаточно долго (метастабильное равновесие). Пересыщенный раствор неустойчив, при наличии затравки избыточное количество соли кристаллизуется и выпадает в осадок.

Растворимость солей изменяется в зависимости от ряда факторов: температуры, давления, присутствия в растворе других веществ и др.

В случае растворения в воде двух солей растворимость каждой из них в присутствии другой в большинстве случаев оказывается меньшей, чем каждой в отдельности.

Особенно понижается растворимость в присутствии солей с одноименными ионами (например, KCl и MgCl₂, Na₂SO₄ и NaCl).

Вместе с тем известны случаи аномальной растворимости, когда растворимость одной соли увеличивается в присутствии другой (CaSO₄ лучше растворяется в растворах NaCl, чем в воде) или растворимость с повышением температуры понижается (Na₂CO₃·H₂O).

Многочисленные экспериментальные данные по растворимости солей в водно-солевых системах обобщены в справочнике [11]

В табл. 10 даны значения растворимости некоторых солей при температуре 25°C.

Таблица 10

Соли	Содержание в растворе		Плотность раствора, г/см ³
	мас.%	г/л	
CaCl ₂	45,10	652	1,446
MgCl ₂	35,70	477	1,336
MgSO ₄	27,20	355	1,305
NaCl	26,45	317	1,198
KCl	26,45	312	1,178
Na ₂ SO ₄	21,80	263	1,208
K ₂ SO ₄	10,75	117	1,086
CaSO ₄	0,21	2,1	0,999

Данные совместной растворимости NaCl и KCl в зависимости от температуры приведены в табл. 11.

Из табл. 11 видно, что чем выше температура раствора, тем больше хлористого калия и меньше хлористого натрия включает раствор, насыщенный обеими солями.

Расчеты растворимости солей в водно-солевых системах выполняются с использованием диаграмм растворимости. Диаграммы позволяют проследить ход непрерывного процесса изменения состояния раствора при изменении температуры или концентрации.

Двойные системы (например, NaCl-H₂O) отображаются на плоских диаграммах, тройные и более сложные - на объемных. При тройных и более сложных системах используют изотермы растворимости, т.е. плоские диаграммы, отображающие состояние сложной системы при постоянной температуре.

Диаграмма растворимости NaCl-H₂O приведена на рис. 3. На диаграмме разграничены области различных состояний водно-солевой системы при изменении температуры и концентрации NaCl в растворе. Линия AB отображает состояние рассолов, находящихся в равновесии со льдом. Точка B отвечает состоянию системы, при котором в равновесии находятся лед, бигидрат хлористого натрия (NaCl·2H₂O) и раствор, насыщенный относительно NaCl·2H₂O. Линия BC соответствует растворам, насыщенным относительно NaCl·2H₂O, линия CD является линией насыщенных растворов NaCl. Прямая EG соответствует бигидрату, который состоит из 61,86% NaCl и 38,14% H₂O. Бигидрат хлористого натрия существует лишь при температуре ниже 0,15°C, т.е. ниже линии CE. Поле кристаллизации льда ото-

Таблица 11

Температура раствора, °С	Содержание в растворе				Плотность раствора, г/см ³
	NaCl		KCl		
	мас. %	г/л	мас. %	г/л	
0	22,35	275	7,35	90	1,232
10	21,50	266	8,90	110	1,235
20	20,70	256	10,40	128	1,236
30	20,10	249	11,85	147	1,238
40	19,60	243	13,25	164	1,240
50	19,10	237	14,70	183	1,242
60	18,60	231	16,15	201	1,244
70	18,00	224	17,60	220	1,247
80	17,55	219	19,05	238	1,250

бражается фигурой *ABK*. Область *VCEF* – поле кристаллизации бигидрата; область *GFE'* – поле кристаллизации бигидрата и NaCl; область диаграммы правее линии *CD* – поле кристаллизации NaCl.

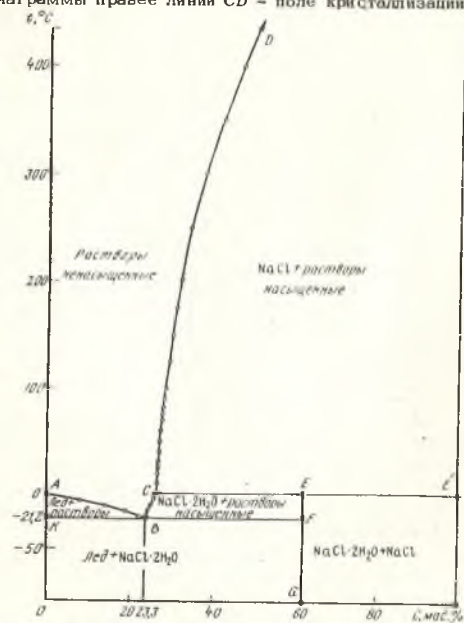


Рис. 3. Диаграмма растворимости в системе NaCl–H₂O

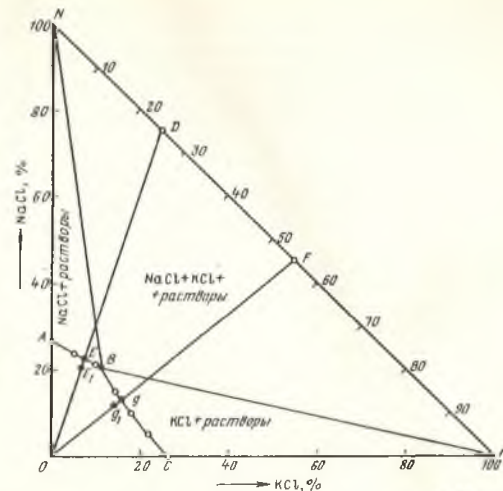


Рис. 4. Изотерма растворимости в системе KCl–NaCl–H₂O (при 25°С)

Из диаграммы видно, что при обычных температурах растворимость NaCl мало зависит от температуры; при 0°С насыщенный раствор содержит 26,28%, при 100° – 28,15%, при 180° – 30,99% NaCl.

Изотерма растворимости тройной системы NaCl–KCl–H₂O, образующейся при растворении сильвинитов, для температуры 25°С приведена на рис. 4.

Диаграмма построена на базе равнобедренного прямоугольного треугольника, катеты которого соответствуют концентрации в растворе солей. Прямыми, параллельными катетам, на 100 частей разделена гипотенуза. Вершины треугольника отображают чистые соли и воду.

Точка *A* соответствует растворимости NaCl, а точка *C* – растворимости KCl в воде при 25°С. Точка *B* характеризует раствор, насыщенный одновременно по NaCl и KCl, и называется эвтонической точкой. Линии *AB* и *BC* являются линиями насыщенных растворов, соответственно, NaCl и KCl. Область *OABC* отображает ненасыщенные растворы, а области *ABN* и *BCK* являются полями кристаллизации каждой из этих солей.

В поле *NBK* кристаллизуются обе соли, и их избыток находится в равновесии с раствором, насыщенным обеими солями.

Например, если вода полностью растворяет сильвинит, содержащий 25% KCl и 75% NaCl (точка *D*), то состав раствора будет меняться по линии *OD*, но не выше точки *E*, отвечающей раствору, насыщенному по NaCl. При наличии контакта с KCl возможно дальнейшее насыщение этого раствора хлористым калием, но при этом будет идти кристаллизация NaCl и точка, характеризующая состав раствора, будет постепенно перемещаться по линии от точки *E* к точке *B*.

Аналогичная картина будет наблюдаться при растворении сильвинита, характеризующегося координатами точки F . Но в этом случае после достижения линии насыщенных растворов KCl (точка g) будет растворяться $NaCl$ и кристаллизоваться KCl .

Особенности этой системы имеют важное значение при организации подземного растворения сильвинитовых залежей.

При подземном растворении после достижения точки E скорость растворения сильвинита резко замедляется, и, кроме того, кристаллизующийся $NaCl$ экранирует поверхность кристаллов KCl , и дальнейшее избирательное растворение KCl становится невозможным.

Поэтому в ряде случаев целесообразно вести процесс растворения сильвинитов таким образом, чтобы получать ненасыщенные растворы, отвечающие, например, точкам E_1 и g_1 .

Для подземного растворения соляных залежей и добычи природных рассолов имеют значение плотность, вязкость, диффузия растворов, а также влияние растворов на коррозионную стойкость различных материалов.

Плотность растворов определяется по формуле

$$\rho = \rho_0 + \left(1 - \frac{\rho_0}{\gamma}\right) \beta C,$$

где ρ_0 - плотность воды, γ - плотность соли, C - концентрация соли.

Величина β учитывает эффект электрострикции - сжатия раствора под действием электростатического поля ионов в растворе. Для ориентированных расчетов, особенно при малых концентрациях, можно считать $\beta \approx 1$.

Расчет плотности растворов может выполняться по методике Л.Л. Ээрохи [12] с использованием следующей формулы:

$$\lg \frac{\rho}{\rho_0} = \sum A_i C_i,$$

где ρ - плотность раствора при данной температуре, г/см³;

ρ_0 - плотность воды при той же температуре, г/см³;

A_i - постоянный коэффициент для данной соли при данной температуре;

C_i - содержание данной соли в сложном растворе, мас. %.

Для солей $NaCl$, KCl и $MgCl_2$ при температурах 10, 20, 25 и 30°C значения коэффициентов A_i приведены в табл. 12.

Величины коэффициентов A_i не зависят от концентрации солей и применимы при любом сочетании указанных солей.

Вязкость растворов обычно характеризуется динамической вязкостью η , равной силе трения на единицу поверхности соприкосновения движущихся слоев жидкости. Используют также относительную вязкость ψ

$$\psi = \frac{\eta}{\eta_0},$$

где η_0 - динамическая вязкость воды.

Относительная вязкость бинарных водно-солевых растворов может быть определена по методике Л.Л. Ээрохи [13] с использованием следующей формулы:

$$\lg \psi = AC + BC^n,$$

где A и B - эмпирические коэффициенты;

$n = 2$ - для растворов $NaCl$, Na_2SO_4 , KCl , K_2SO_4 , $MgSO_4$;

$n = 3$ - для растворов $MgCl_2$.

По методике Ээрохи может быть определена также вязкость растворов сложного состава.

Таблица 12

$t, ^\circ C$	Коэффициент A_i для			$\rho_0, \frac{g}{cm^3}$
	$NaCl$	KCl	$MgCl_2$	
10	0,003040	0,002745	0,00355	0,9997
20	0,003015	0,002725	0,00354	0,9982
25	0,002980	0,002700	0,00352	0,9971
30	0,002965	0,002690	0,00352	0,9957

В табл. 13 приведены значения динамической вязкости водных растворов некоторых солей [14].

Вследствие молекулярной диффузии происходит выравнивание концентрации вещества в растворе. Интенсивность этого процесса характеризуется коэффициентом диффузии D , который показывает, какая масса вещества диффундирует в единицу времени через единицу поверхности при градиенте концентрации, равном единице.

Величина коэффициента диффузии отражает способность каждого данного вещества диффундировать в данной среде и зависит от концентрации вещества в растворе, температуры и незначительно от давления.

Коэффициенты диффузии некоторых солей в водных растворах по данным [15] приведены в табл. 14.

Растворы солей обладают высокой электропроводностью, что способствует коррозии металлического оборудования и аппаратуры, используемых при добыче солей. Коррозия особенно интенсивна при контакте металлов с ненасыщенными рассолами и в условиях повышенных температур.

Данные о коррозионной стойкости различных материалов в растворах солей имеются в работах [3, 14].

Таблица 13

Соль	Концентрация соли, мас. %	Динамическая вязкость растворов солей (мПа · с) при температуре, °С			
		10	20	30	40
NaCl	1	1,312	1,001	0,814	0,668
	5	1,388	1,085	0,878	0,729
	10	1,524	1,190	0,962	0,801
	20	1,966	1,535	1,239	1,026
KCl	5	1,27	0,99	0,80	0,66
	10	1,25	0,99	0,81	0,67
	15	1,24	1,00	0,83	0,69
	20	1,25	1,02	0,85	0,72
CaCl ₂	5	1,41	1,10	-	-
	10	1,58	1,27	-	-
	20	2,32	1,89	-	-
	30	4,40	3,60	-	-
MgCl ₂	5	1,58	1,18	-	-
	10	2,00	1,50	-	-
	20	3,73	2,74	-	-
	30	8,80	6,40	-	-
Na ₂ SO ₄	5	-	1,19	0,94	0,77
	10	-	1,40	1,11	0,91
	20	-	2,25	1,72	1,38
MgSO ₄	5	-	1,33	1,05	0,84
	10	-	1,86	1,45	1,16
	20	-	4,10	3,10	2,40

Таблица 14

Соль	Концентрация, г/л	Коэффициент диффузии (10^{-5} см ² /с) при температуре, °С			
		5	24	40	60
		3	4	5	6
NaCl	29,2	0,84	1,47	1,95	2,14
	58,4	0,84	1,48	1,97	2,47
	116,8	0,83	1,52	2,02	2,93
	175,3	0,83	1,56	2,08	3,04
	233,7	0,83	1,59	-	-
	292,2	0,83	1,59	-	-
KCl	37,2	1,09	1,85	2,57	3,22
	74,5	1,08	1,89	2,70	3,32

30

Продолжение табл. 14

	1	2	3	4	5	6
		149,1	-	1,99	2,82	3,48
		223,6	-	2,11	2,83	3,40
		260,9	1,09	2,16	-	-
MgCl ₂	20,0	-	-	1,06	1,38	1,80
	52,3	-	-	1,24	1,55	1,98
	99,0	-	-	1,40	1,69	2,12
	219,0	-	-	1,44	1,74	2,20
CaCl ₂	311,3	-	-	1,37	1,66	2,27
	18,8	-	-	1,12	1,29	1,77
	57,7	-	-	1,14	1,44	1,92
	115,4	-	-	1,22	1,54	2,12
	230,0	-	-	1,29	1,63	2,28
	334,0	-	-	1,27	1,56	2,16

ГЛАВА III СПОСОБЫ ДОБЫЧИ СОЛЕЙ И РАССОЛОВ

Добыча соли — одна из древнейших отраслей горного дела. Поваренная соль издавна добывалась и вырабатывалась из вод естественных соляных источников и подземных рассолов, из морской воды, а также в местах неглубокого залегания соляных пластов и выходов их на земную поверхность.

Начало промышленной эксплуатации месторождений каменной соли относится к XVIII веку.

В конце XIX и начале XX века были разработаны и освоены методы растворения пластов каменной соли в подземных выработках соляных шахт и через буровые скважины с поверхности. Первый промысел в России по разработке соляных залежей через скважины с поверхности был построен в 1910 г. на Ново-Карфагенском месторождении.

Во второй половине XX века потребность в поваренной соли резко возросла. Если раньше потребление соли ограничивалось в основном бытовыми нуждами, то теперь возросло потребление соли в металлургической, энергетической, текстильной и особенно в химической промышленности. В таких условиях ведущее положение в рассолодобыче быстро завоевало подземное растворение соляных залежей через скважины с поверхности, и в настоящее время основная часть добычи поваренной соли для химических, в основном содовых и хлорных, производств обеспечивается этим методом.

Если добыча поваренной соли известна с древнейших времен, то производство калийных солей началось сравнительно недавно, когда была признана огромная ценность калийных солей как удобрений для различных сельскохозяйственных культур.

В СССР начало развития калийной промышленности относится к

1925–1928 гг. и связано с открытием мощного калийного месторождения в Пермской области в районе городов Соликамска и Березников.

Добыча калийных солей осуществляется преимущественно шахтным способом. В благоприятных климатических условиях применяют бассейные методы переработки природных рассолов; в опытным порядке ведется разработка открытым способом Домбровского калийного месторождения.

В последние годы исследования, выполненные на опытно-промышленных установках ряда стран, доказали техническую возможность бесшахтной добычи калийных солей, а в Канаде разработка растворением осуществлена в промышленных масштабах.

§ 1. Классификация способов добычи солей и рассолов

Многовековой опыт добычи солей выработал различные способы добычи, которые можно подразделить на две (А и Б) группы:

А. Способы добычи твердой соли

1. Подземная шахтная добыча.
2. Добыча открытым способом:
 - а) в карьерах;
 - б) в самосадочных озерах;
 - в) в испарительных бассейнах.

Б. Способы добычи рассолов

1. Добыча природных рассолов.
2. Добыча природных рассолов с их донасыщением в соляных пластах.
3. Добыча искусственных рассолов при шахтном растворении солей.
4. Добыча искусственных рассолов при растворении соляных залежей через скважины с поверхности.

Значение отдельных способов добычи солей в настоящее время не равнозначно. По-прежнему широко применяется шахтная разработка солей, а при добыче калийных солей шахтная разработка является преимущественной. При производстве поваренной и некоторых других видов солей достаточно широко используется растворение залежей через скважины с поверхности, добыча озерной соли, бассейные способы. В ряде стран (Китай, Индия, Япония, Турция, Филиппины) основную массу пищевой соли получают из морской воды. Море дает около 40% всего мирового производства соли.

Другие способы добычи в значительной мере потеряли свое промышленное значение, хотя в отдельных случаях и находят применение. Это прежде всего относится к способам добычи природных рассолов, а также способам шахтного растворения солей.

Добыча природных рассолов (для получения черной выварочной со-

ли) в настоящее время осуществляется с помощью неглубоких колодцев (10–15 м) и шурфов (до 50–60 м), а также рассолозаборных скважин глубиной от 60–80 до 250–280 м в Прикарпатье (Болехов, Долина, Дрогобыч), Коми АССР (Серегово), в Красноярском крае (Троицк), Якутской АССР (Кемпендэй) и периодически на отдельных месторождениях соли в районах Казахстана и Восточной Сибири.

Незначительные дебиты скважин и шурфов (5–7 м³/ч), загрязненность рассолов примесями других солей (KCl, MgCl₂, Na₂SO₄), а также кустарное выварочное производство соли ограничивают расширение добычи естественных хлоридно-натриевых рассолов.

Промышленная откачка межкристалльных природных рассолов (для получения мирабилита бассейным методом) производится в Кургузульской бухте залива Кара-Богаз-Гол. Исключительно высокие фильтрационные свойства рассольного горизонта (коэффициент фильтрации более 2000 м/сутки) обеспечивают удельный дебит скважины порядка 400–500 м³/ч. Промышленная откачка рассолов связана со стихийным развитием карстов и сдвигами поверхности на разрабатываемых участках. В Кургузульской бухте имеет место широкое развитие карстово-суффозионных воронок (более сотни мелких и крупных воронок).

Добыча природных рассолов с их донасыщением в соляных пластах.

При добыче природных надсолевых рассолов с целью повышения их минерализации и производительности рассолодобычи скважины в ряде случаев углубляют в соляную залежь. Такая эксплуатация природных рассолов сочетается с искусственным растворением соляных залежей.

Этим способом длительное время до середины 50-х годов добывались рассолы для Славянского содового комбината в Донбассе. Природные рассолы донасыщались в соляной залежи на рассолопромысле Березняковского содового завода. Откачка рассолов после их донасыщения более 90 лет осуществляется на месторождении каменной соли г. Тузла (СФРЮ). Конструкция скважины для такой эксплуатации схематично представлена на рис. 5. Длительная эксплуатация месторождения вызвала значительные деформации земной поверхности на площади около 5 км². За период 1914–1973 гг. максимальные оседания поверхности на разрабатываемом участке составили около 8 м. Оседания захватили отдельные районы города Тузла и вызвали значительные повреждения его зданий и сооружений.

Шахтное растворение. Известны многочисленные способы получения рассолов за счет растворения соли непосредственно в шахтных выработках с последующей откачкой насыщенных рассолов [16]. Среди этих способов, получивших наибольшее применение в ГДР, ПНР, Австрии, выделяют оросительное растворение, растворение в камерах, шахтное обводнение и растворение через скважины, пройденные в почве шахтных выработок.

Оросительное растворение отличается тем, что рассол получают при разбрызгивании воды на соляные стенки выработок с помощью специальных установок дождевального типа. Добыча рассолов осуществляется в камерах-колоколах (рис. 6) или обычных камерах (шахта Величка, ПНР).

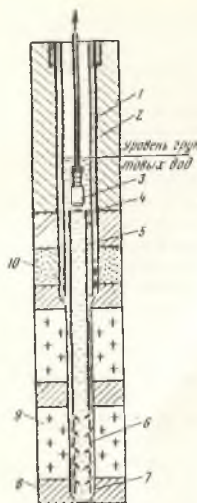


Рис. 5. Конструкция скважины для добычи природных рассолов с донасыщением их в соляных пластах: 1 - основная колонна; 2 - верхняя эксплуатационная колонна; 3 - погружной насос; 4 - сальник; 5 - нижняя эксплуатационная колонна; 6 - перфорация; 7 - отстойник; 8 - мергель; 9 - каменная соль; 10 - водоносные породы

условия шахтной эксплуатации: большая глубина разработки ($\approx 900\text{м}$), высокая температура (40°C) и значительная газоносность пород, слабая устойчивость кровли выработок, приводящая к большим потерям руды при извлечении.

Добыча рассолов осуществляется путем закачки воды в подземные выработки через скважины, пробуренные со стороны восстания, и откачки рассола через скважину большого диаметра, пробуренную со стороны падения, с помощью мощного погружного насоса. Имеются

Растворение в колоколах широкого распространения не получило. Более широко применялось орошение при проходке подготовительных выработок (скорость проходки до 8 м/мес).

Растворение в камерах осуществлялось (в ряде случаев осуществляется и сейчас) по различным, весьма многочисленным схемам (метод зинкверков, лугование и др.) [16]. Общим для всех схем является то, что в пределах мощности соляной залежи, намечаемой к выемке, проходится начальная камера в форме цилиндра или штрек-щели, которая затем обрабатывается до заданных размеров путем периодического заполнения пресной водой и опорожнения при насыщении растворителя. Иногда закачка воды и выпуск рассолов осуществляется непрерывно. При обработке солей с большой примесью глины ("зубера") на Стебниковском месторождении до 1941 г. шахтное растворение осуществлялось по схеме, представленной на рис. 7. Объемы камер достигали 200 тыс. м^3 при площадях обнажения кровли до 15 тыс. м^2 , а продолжительность обработки отдельных камер - до 60 лет.

Шахтное обводнение предполагает получение рассолов за счет затопления соляных выработок (обычно при катастрофических притоках в рудники).

Известен опыт длительной откачки рассолов из затопленной шахты месторождения Чишайре (Великобритания), аналогичная добыча имела место в ФРГ на рудниках Аршлебен и Бенге.

В настоящее время известно применение искусственного шахтного обводнения калийного рудника предприятия Кейк-Крик (США) для получения калий-хлоридных рассолов.

Применению метода способствовали тяжелые условия шахтной эксплуатации: большая глубина разработки ($\approx 900\text{м}$), высокая температура (40°C) и значительная газоносность пород, слабая устойчивость кровли выработок, приводящая к большим потерям руды при извлечении.

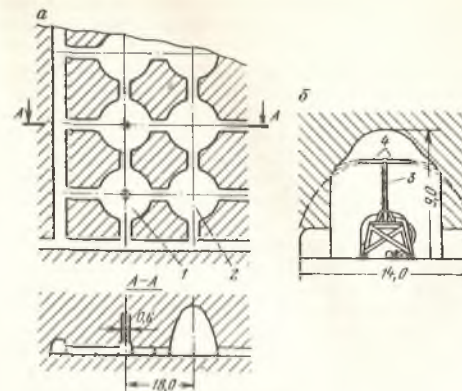


Рис. 6. Способ оросительного шахтного растворения: а - схема добычного участка; б - схема отработки купола: 1 - неотработанный купол; 2 - отработанный купол; 3 - водоподающая штанга; 4 - оросительная вертушка

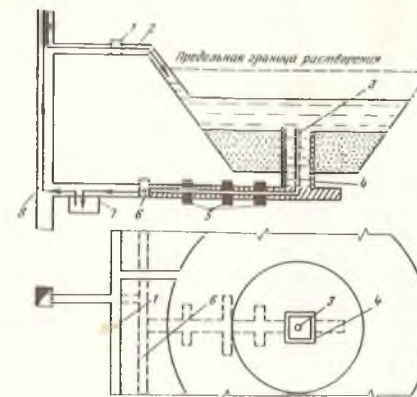


Рис. 7. Схема добычи рассолов при шахтном растворении "зубера": 1 - штрек первого горизонта; 2 - трубопровод пресной воды; 3 - перфорированная труба; 4 - сруб; 5 - переключатель; 6 - штрек второго горизонта; 7 - рассолосборник; 8 - рассолопровод

скважины для выпуска вытесняемого из шахты воздуха и газа. Предполагают, что предприятие будет давать 300 тыс. т продукта в год в течение 20 лет.

На соляных шахтах ПНР при организации шахтного растворения используют скважины диаметром 65 мм, пробуренные в почву штреков. Стволы скважин в верхней части (3-4 м) крепят тщательно зацементированной в соли обсадной трубой. В скважины опускают внутренние трубы диаметром 37 мм. Вода подается к кровле камер. Обычно несколько скважин соединяются между собой последовательно, образуя одну рассольную группу. Пресная вода поступает в первую скважину и выходит из последней уже насыщенной. На каждой скважине производится разрыв цилиндрической камеры диаметром 10-20 м. Управление разрывом осуществляется за счет поддержания у кровли камер воздушной подушки.

В большинстве случаев применение способов шахтного растворения дает возможность обеспечивать заданные параметры разработки, получать стабильные количества рассолов необходимой концентрации, обрабатывать участки соли с примесью глины (типа "зубера"), где обычная разработка связана с дорогостоящей очисткой добываемой твердой соли.

Вместе с этим способы шахтного растворения обычно требуют больших объемов подземных горных работ и постоянного присутствия людей в шахтах с достаточно сильным увлажнением.

Эти недостатки послужили причиной почти повсеместного отказа от применения шахтного растворения.

§ 2. Особенности организации добычи солей

Организация промышленного использования соляных месторождений имеет некоторые особенности, определяющие в ряде случаев применение того или иного способа добычи.

Это прежде всего "многокомпонентность" соляного сырья, издавна выдвигавшая в качестве одной из основных задач галургической промышленности комплексное использование соляных месторождений. Месторождения, содержащие одну соль, достаточно редки.

Особенностью эксплуатации соляных месторождений является и то, что галургические предприятия ввиду сложности состава добываемых солей лишь в редких случаях ограничиваются только добычей, но почти всегда на самом месторождении организуют первичную переработку сырья. Переработка иногда сводится к простым процессам обогащения и очистки (для поваренной соли), обезвоживания (для мирабилита), иногда природная соль подвергается сложной заводской переработке (химический или флотационный способ обогащения калийных руд). Для снижения затрат на переработку целесообразны способы добычи, совмещающие процесс выемки солей с избирательным извлечением и концентрированием полезных компонентов или с ее растворением.

Важное значение при выборе способов добычи и переработки соля-

ного сырья имеют природные условия и прежде всего возможность естественного испарения или вымораживания рассолов. Иногда решающее значение имеет возможность сброса или размещения отходов производства для обеспечения условий охраны природы.

Существенным обстоятельством является и то, что продукция галургической промышленности в большинстве случаев относится к дешевой, что делает нецелесообразной ее дальнюю перевозку. Поэтому актуальным является приближение центров производства солей к районам их потребления.

И, наконец, природные запасы минеральных солей огромны, но не безграничны. Поэтому задача наиболее полного извлечения из недр, рационального и эффективного использования природных ресурсов для солей так же актуальна, как и для других видов полезных ископаемых.

Эти особенности находят отражение в современных тенденциях эксплуатации соляных месторождений и в конкретных направлениях развития добычи каменной, калийной и сульфатных солей, планируемых в нашей стране на ближайшие годы.

Развитие добычи калийных солей планируется как за счет дальнейшего совершенствования методов шахтной добычи, так и за счет освоения метода растворения через скважины с поверхности. Основное значение сохраняется за шахтной добычей, для развития которой намечается:

- 1) дальнейшее совершенствование систем разработки, обеспечивающих снижение потерь полезного ископаемого в недрах и повышение содержания полезного компонента в добываемой руде;
- 2) создание высокопроизводительных добычных комплексов, обеспечивающих среднесеasonную производительность не ниже 40-60 тыс. т руды;
- 3) широкое внедрение закладки выработанных пустот отходами обогатительных фабрик и предотвращение за счет этого засоления почв и водоемов.

Пути развития добычи каменной соли в ближайшие годы являются:

- 1) всемерная концентрация производства при росте добычи соли на озерных месторождениях;
- 2) использование ресурсов попутной соли, получаемой на химических комбинатах;
- 3) расширение сети рассолопромыслов для эффективной организации обеспечения предприятий основной химии, расположенных вблизи месторождений каменной соли.

При производстве сульфата натрия ставится задача удовлетворения потребности страны за счет использования сырья залива Кара-Богаз-Гол и озера Кучук и организации на их базе крупных промышленных производств. Для этого предполагается дальнейшее совершенствование бассейных методов добычи, предусматривающее интенсификацию процессов охлаждения и испарения рассолов в бассейных системах, механизацию поверхностного сбора сульфата натрия и снижение капиталовложений на строительство бассейнов.

ЧАСТЬ ВТОРАЯ
ТЕХНОЛОГИЯ ШАХТНОЙ РАЗРАБОТКИ СОЛЕЙ

ГЛАВА 1
ОСОБЕННОСТИ ШАХТНОЙ РАЗРАБОТКИ СОЛЕЙ

§ 1. Опасность проникновения воды и рассолов в соляные рудники

При разработке соляных месторождений всегда следует учитывать растворимость солей в пресной воде и связанную с этим опасность катастрофического обводнения выработок.

Если водоносные горизонты и соляные породы имеют непосредственный контакт, то при возникновении даже тончайших водопроводящих трещин, связывающих водоносные горизонты с выработанным пространством, возникает прямая угроза затопления рудника. Вода, проникая по этим трещинам, растворяет соль, увеличивая таким образом притоки. Развивается неуправляемый карст, и притоки воды начинают достигать таких размеров, с которыми средствами водоотлива справиться невозможно. Именно поэтому на соляных шахтах средства водоотлива отсутствуют вообще.

В истории разработки солей шахтным способом известны десятки случаев, когда проникновение в горные выработки даже небольшого количества воды из водоносных горизонтов заканчивалось гибелью рудника.

В ФРГ и ГДР погибло от затопления более 35 калийных рудников, некоторые из них были затоплены за несколько часов, на других с водопритоками боролись в течение десятков лет.

Как показывает многолетний опыт, путями проникновения воды и рассолов в выработанное пространство могут являться: геологоразведочные скважины, тектонические или другие геологические нарушения соляных залежей, нарушения сплошности пород под влиянием горных работ, горные выработки при сбойке их с ранее затопленными рудниками. Проникновение воды и рассолов в соляные рудники наиболее вероятно при ведении горных работ вблизи водоносных горизонтов, на большинстве затопленных рудников расстояние от разрабатываемых пластов до границы обводненных пород не превышало 35 м [17].

Для предотвращения угрозы затопления рудников до начала эксплуатации тщательно изучают гидрогеологические условия соляных месторождений, в первую очередь выясняют степень водоносности покровной толщи и ее контактов с соляным массивом, а также наличие водоносных горизонтов в соляном теле.

В ряде случаев соляные месторождения, имеющие в соляной толще водоносный горизонт, связанный через трещины или другие нарушения с водами покровных пород, оказываются практически недоступными для подаваемой эксплуатации.

Опасность проникновения вод в подземные выработки учитывают

при ведении эксплуатационной разведки, решении вопросов вскрытия и выборе способа обработки месторождения.

С этой целью проводят (раздельно или комплексно) следующие мероприятия технического и организационного характера:

- специальные методы ликвидационного тампонажа разведочных и технических скважин;
- специальные способы проходки и крепления шахтных стволов;
- оставление между водоносными горизонтами и горными работами водоупорного целика (водозащитной толщи);
- оставление предохранительных целиков между шахтными полями, около разведочных скважин и в местах геологических нарушений;
- выбор систем разработки, обеспечивающих целостность (сохранение сплошности) водозащитной толщи;
- закладку выработанного пространства;
- организацию специальной службы наблюдений за водопроведениями в руднике.

При обнаружении проникновения в рудник рассолов применяют специальные меры для ликвидации их притока: цементацию или битумизацию окружающих выработку пород, установку на отдельных участках выработок водонепроницаемой крепи, тампонаж скважин, установку водонепроницаемых перемычек и др.

Одним из основных мероприятий по предотвращению затопления рудников является оставление водозащитной толщи. Мощность водозащитной толщи зависит от ее геомеханических свойств, способов управления кровлей, количества разрабатываемых пластов, их мощности.

При камерных системах разработки, когда междукammerные целики рассчитываются на длительный срок службы, минимальная величина водозащитной толщи принимается обычно не менее 50 м. При меньшей величине водоупорного целика горные работы не производят.

Жесткое поддержание водозащитной толщи даже при камерных системах разработки обычно невозможно. В результате подработки происходит оседание покрывающих пород, связанное с прогибами водозащитной толщи, и на поверхности образуется мульда сдвижений. Прогибы водозащитной толщи, ведущие к нарушению ее сплошности, должны исключаться. Во всяком случае, должно быть исключено образование секущих трещин и попадание через них воды в шахту.

Разрывы сплошности водозащитной толщи наиболее вероятны в краевых частях мульды сдвижения, где растягивающие напряжения достигают максимальных значений.

Для сохранения целостности водозащитной толщи создаются так называемые зоны смягчения.

Под зоной смягчения понимается участок выработанного пространства, примыкающий к постоянной или временной его границе, в пределах которого применяют специальные мероприятия по уменьшению текущих и конечных деформаций вышележащей толщи и пород земной поверхности.

Зоны смягчения могут создаваться за счет изменения: степени извлечения полезного ископаемого на этих участках, степени закладки выработанного пространства (если она применяется), а также плотности и физико-механических свойств закладочного массива.

Выбор систем разработки производят с учетом гидрогеологических условий, месторождения и допустимых деформаций водозащитной толщи. Наиболее опасным, с точки зрения проникновения в рудник воды и рассолов, является применение сплошных систем с обрушением кровли, менее опасны камерные системы с плавным опусканием кровли на податливых целиках. Благоприятно применение камерно-столбовой системы разработки с последующей выемкой целиков.]

Все скважины, пробуренные для геологоразведочных или технических целей, подлежат ликвидационному тампонажу для восстановления непроницаемости водозащитной толщи, нарушенной скважиной.

Уже при бурении скважин принимаются меры по их сохранности. В частности, при проходке скважин в соляной толще в качестве промысловой жидкости применяется насыщенный соляной рассол.

Конструкция скважин должна предусматривать возможность заполнения их тампонажными материалами (от забоя до устья) с проведением тампонажа скважины в интервале солевых отложений; остановки скважины на время ожидания затвердения цемента; выбуривания цементного камня на глубину 1,5–2,0 м для оценки его прочности; тампонажа скважины в интервале надсолевых пород; сооружения репера на устье скважины с возвышением его на 0,7–0,8 м над дневной поверхностью.

Тампонаж должен исключать перетоки пластовых вод из водоносных горизонтов в соляную толщу.

Тампонажные материалы выбирают в соответствии с геологическими и гидрохимическими условиями месторождений. Так, например, тампонаж скважин в интервале солевых отложений на Верхнекамском калийном месторождении производят раствором каустического магнезита (1100 кг магнезита и 600–900 л насыщенного хлормagneзиевого рассола на 1 м³ раствора). На Прикарпатских калийных месторождениях используют магnezит-магнетитовый раствор (830 кг каустического магнезита, 415 кг магнетитового тонкомолотого порошка и 650 л насыщенного сульфатмагнезиевого рассола на 1 м³ раствора).

Тампонаж скважин в интервале надсолевых пород обычно ведут раствором тампонажного цемента, приготовленного на чистой воде с водоцементным отношением 0,4–0,5.

Если геологоразведочные скважины не затампонируются или тампонаж выполнен некачественно, а также при отсутствии данных о тампонаже вокруг скважин, по всей мощности залежей оставляются предохранительные целики.

При затампонируемых скважинах (когда качество тампонажа вызывает сомнение) и при наличии данных об их искривлении предохранительные целики оставляются радиусом 50 м. Границы целиков на плане определяются полукругностями, проведенными из точек пересечения скважин с кровлей верхнего и почвой нижнего из отработываемых пластов (рис.8).

Для незатампонируемых скважин при наличии данных об их искривлении радиус целиков увеличивается до 75 м. Такой же радиус целиков предусмотрен, если затампонируемые скважины не имеют данных об искривлении.

И, наконец, радиус целиков принимают 120 м, если нет данных о тампонаже и искривлении скважин.

Целики оставляются даже тогда, когда забои скважин расположены на расстоянии менее 50 м от верхнего разрабатываемого сильвинитового пласта и менее 60 м от кровли разрабатываемого карналлитового пласта.

На рудниках Канады на глубине рабочих горизонтов у скважин оставляют целики диаметром от 40 до 160 м. Размер целиков выбирают с учетом точности маркишейдерских съемок и искривлений скважин при бурении.

Проведение горных выработок в пределах предохранительных целиков у скважин не допускается. При приближении горных работ к целику на расстояние менее 200 м разрабатываются специальные меры охраны.

Затопление соляных рудников может произойти при их сбойке с ранее затопленными шахтами. Поэтому вскрытие и отработка смежных шахтных полей должна производиться независимо друг от друга, а между полями следует оставлять целики.

Размеры междушахтных целиков зависят от целого ряда факторов и устанавливаются в каждом конкретном случае проектом.

В случае появления в горных выработках воды и рассолов через геологические нарушения или зоны выщелачивания устанавливаются гидроизоляционные перемычки. Конструкция такой перемычки, установленная в одной из выработок Стебниковского калийного рудника [18], показана на рис.9.

Эта перемычка состоит из четырех бетонных стенок, металлической трубы-лаза диаметром 1,8 м, контрольного воздушного кольцевого отсека, торцевого колпака, перекрывающего трубу-лаз со стороны притока рассолов и выполненного на конус под углом 70°, рассолоотводящих труб, контрольно-измерительных приборов.

По расчетам толщина бетонных стенок составила от 1,5 до 2,6 м.

Металлическая труба-лаз состоит из секций шириной по 0,75–0,90 м, выполненных из листовой стали толщиной 10 мм. В местах соединения секций с внутренней стороны трубы наварены соединительные кольца из швеллера № 12. По периметру трубы-лаза в пределах бетонных стенок пробурены тампонажные шпурсы. В верхних частях врубов установлены воздухоотводящие трубы. С обеих сторон кольцевого воздушного отсека сооружены кирпичные стенки, служащие в качестве опалубки.

Для достижения большей герметичности перемычек в нижнюю часть врубов (до трубы-лаза) укладывался жесткий бетон, а вся остальная часть затрубного пространства заполнялась песчано-цементным раст-



Рис.8. Определение границ предохранительного целика вокруг разведочной скважины

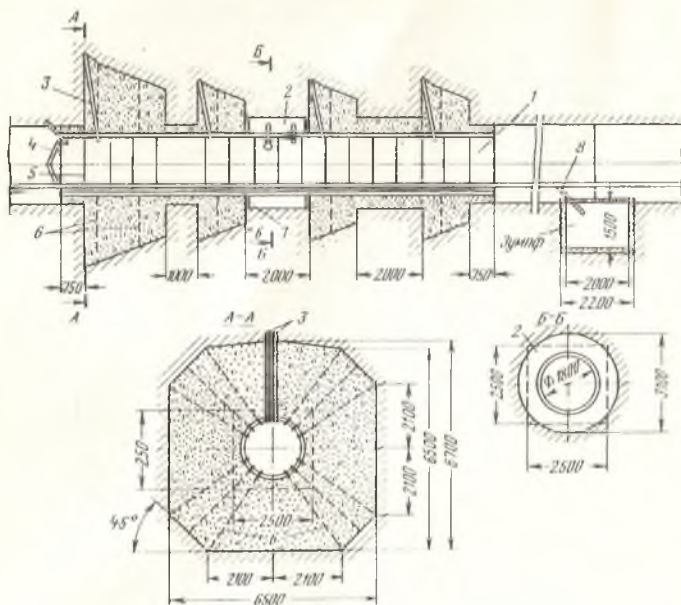


Рис.9. Конструкция гидроизоляционной перемычки: 1 — труба-лаз; 2 — контрольный воздушный отсек; 3 — воздухоотводящие трубки; 4 — торцевой кольяк; 5 — соединительные кольца; 6 — тампонажные шуры; 7 — кирпичные стенки; 8 — рассолоотводящие шуры

вором, подаваемым непрерывно до полного заполнения врубов. После затвердения раствора производился тампонаж цементным раствором для заполнения крупных пустот на контактах перемычки с вмещающими породами. Раствор подавался под давлением до 0,8–1,0 МПа посредством ручного насоса небольшими порциями (0,1–0,3 м³). Каждая последующая порция подавалась по истечении времени схватывания предыдущей, что контролировалось пробой цементной смеси.

Заключительной операцией, от качества выполнения которой в большей степени зависит герметичность сооружения, является опрессовка контактов тела перемычки с вмещающими породами. Для опрессовки контактов перемычки успешно использовалась эпоксидная смола, которая нагнеталась через шуры ручным насосом под давлением 1,1–1,2 МПа. После опрессовки стенок производилась проверка герметичности перемычки посредством подачи сжатого воздуха в воздушно-

кольцевой отсек под давлением, превышающим на 0,05–0,10 МПа возможное гидростатическое давление. Если контакты оказывались проницаемыми, производилась дополнительная их опрессовка до достижения герметичности.

Цементные материалы не проникали в микропустоты, а смолы типа эпоксидной и полиэфирной, хотя и проникали, но не схватывались с влажными породами. Поэтому для обеспечения полной герметичности перемычки была разработана тампонажная смесь, не агрессивная к соляным породам и близкая по вязкости к насыщенным рассолам, циркулирующим в микропустотах этих пород.

Эта смесь состоит из насыщенного раствора соли и синтетического вяжущего, представленного винильными мономерами: акриламидом, солиакриловой кислотой, гидроксидом кальция и полиакриламидом.

В.2. Вскрытие соляных месторождений

Вскрытие соляных месторождений осуществляется преимущественно вертикальными стволами. Обычно заклинивают два ствола на расстоянии 150–200 м друг от друга для возможности отделения одной половины шахтного поля от другой путем установки водонепроницаемой перемычки. На калийных шахтах большой производственной мощности вскрытие осуществляют тремя и даже четырьмя стволами.

Выбор способа вскрытия соляных месторождений производится теми же методами, что и при вскрытии месторождений других полезных ископаемых. Однако специфические условия разработки солей требуют особого подхода к вопросам вскрытия и прежде всего учета возможности автоотпления шахт и обводнения месторождений [19,20].

При этом решающее значение имеют геологические и гидрогеологические условия залегания и гидрохимические характеристики месторождений, а также строение контактной зоны между соляными отложениями и покрывающими породами. Именно этот участок является часто трудно преодолимым при проходке шахтных стволов.

Решение вопросов вскрытия соляных месторождений связано с выбором места заложения, способа проходки и крепления шахтных стволов и с определением величины заглубления тубинговой колонны.

Места заложения стволов выбирают с таким расчетом, чтобы обеспечивались наилучшие условия проходки стволов и безопасность эксплуатации шахт. Старается выбрать такой участок месторождения, где мощность водоносных отложений будет наименьшей и где над продуктивной толщей имеется достаточно мощный слой прочной покровной каменной соли или водонепроницаемых глинистых пород.

На участках месторождений, где покровная каменная соль отсутствует и водоносные соли располагаются непосредственно над калийными пластами (обычно на вершинах поднятий пластов), заложение шахтных стволов недопустимо.

Не рекомендуется закладывать стволы в местах излома (перегиба) пластов и на склоне поднятия вблизи его вершины. Наиболее целесообразны при волнистом залегании пластов спокойные склоны поднятий

или места понижений пластов, где находятся более мощные и не подвергнутые растворению и выщелачиванию отложения покровной каменной соли.

Наиболее сложным является вскрытие нарушенных пластов в купольных структурах, где обычно защитный слой покровной каменной соли полностью размыт или сильно закарстован, а на вершине купола развиты обводненные вторичные образования в виде "гипсовой" или "глинисто-гипсовой шляпы". В таких условиях выбор места для заложения стволов весьма затруднен.

При заложении стволов на вершине купола и проходке их через "гипсовую шляпу" стараются выбирать место, где под "гипсовой шляпой" имеется участок плотной каменной соли.

Для закладки стволов благоприятны участки покровной толщи с сильно развитыми глинистыми образованиями, залегающими в виде отдельных бугров, вершины которых выступают над уровнем грунтовых вод. Местом заложения стволов могут быть и склоны купола при наличии достаточно мощного участка плотной каменной соли.

Не рекомендуется закладка стволов в боковых породах, примыкающих к соляному куполу, и как правило, сильно обводненных. В этом случае по водоносным породам необходимо проходить не только стволы, но и квершлагги к соляному куполу, и практически невозможно предотвратить притоки воды в шахтные выработки.

Сложные условия залегания соляных отложений создают значительные трудности при проходке шахтных стволов. Наиболее благоприятны условия проходки на месторождениях, где породы "гипсовой шляпы" и контактная зона не обводнены, что бывает редко. Обычно приходится прибегать к специальным методам проходки.

Причинами, осложняющими проходку стволов при обводненном контакте, являются:

наличие в надсолевых породах карстовых полостей и трещин, заполненных рассолами и шламом;

наличие в рассолах контактной зоны растворов хлористых и сернокислых солей, трудно замерзающих при низких температурах и агрессивных по отношению к цементу и стали;

появление при встрече с рассолами быстро прогрессирующих притоков вследствие подсоса к контактовой зоне опресненных вод и размыва поверхности соли.

Проходка шахтных стволов в таких условиях является наиболее трудной задачей шахтостроительной техники. Многие стволы при проходке неоднократно затоплялись, и лишь с огромными трудностями их удавалось доводить до проектной глубины. Известны случаи, когда на стадии проходки шахтные стволы из-за прорывов рассолов полностью вывели из строя.

Шахтные стволы, как правило, проходят способом глубокого (низкотемпературного) замораживания, способом цементации или комбинированным (замораживание + цементация).

Наиболее распространен способ проходки с предварительным замораживанием окружающих ствол пород.

Так, например, на Верхнекамском месторождении четырнадцать

стволов пройдены способом замораживания, без замораживания с предварительной цементацией пройден только ствол Соликамского рудника.

Для условий контактной зоны Верхнекамского месторождения при высокой концентрации в рассолах солей (особенно кальциевых и магниевых) применение одного глубинного замораживания, оказалось недостаточным, пришлось прибегать к тампонированию пород специальными цементами. Это было вызвано тем, что низкотемпературное замораживание при температуре отходящего рассола в пределах минус 41–45°C не обеспечивало замораживания околоствольного массива с рассолами, содержащими в качестве одного из основных компонентов соли $MgCl_2$.

Неглубокое залегание кровли соленосной толщи от земной поверхности, весьма слабая обводненность надсолевых пород на большей площади месторождения позволяет иногда выбирать участки для проходки стволов обычным способом без предварительного замораживания.

Примерами удачной проходки обычным способом могут служить старые шахтные стволы Кюбек, Ляриш, Барбара на Стебниковских и Калушских рудниках, которые уже эксплуатируются десятки лет.

Сложность вскрытия соляных месторождений связана не только с проходкой стволов, но и с обеспечением их надежной и долговечной гидроизоляции. По существующим нормативам* остаточные водоприutki в стволы калийных рудников (без учета конденсационной влаги) не должны превышать $0,15 \text{ м}^3/\text{ч}$, при этом приток рассолов из зоны контакта соленосной и надсолевой толщи не допускается.

Установка крепи должна исключать появление циркулирующих потоков воды в закрепном пространстве (во избежание развития карстовых пустот) и неплотностей между элементами крепи.

Неплотности в крепи могут явиться причиной затопления рудника. Например, шахтный ствол "Сольно- II" (ПНР) был затоплен в течение нескольких часов через неуплотненные швы тюбинговой крепи.

Водонепроницаемость крепи стволов на обводненных участках обычно достигается возведением тюбинговой крепи, состоящей из чугунной облицовки (тюбингов), собранной на свинцовых прокладках, бетонной (железобетонной) рубашки и водупорных венцов (кейлькрапцев). Ниже обводненной зоны стволы проходят обычным способом с бетонным креплением.

Тюбинговая крепь не является водонепроницаемой и жесткой конструкцией. При изменении температуры вследствие линейного расширения чугуна могут образоваться неплотности в местах соединения тюбингов. Поэтому при возведении крепи важнейшей операцией является ее уплотнение чеканкой в швах свинцовой прокладки или тампонажным цементным раствором, битумом и др.

Из зарубежной практики известны варианты водонепроницаемой крепи, в которой основным элементом является стальная оболочка, расположенная или внутри ствола, или в наружной части, в виде экранов. К числу новейших конструкций крепи, применяемых в шахтном

* СНиП III-11-77, ч. III,

строительстве Канады, относится сталобетонная крепь из двух стальных цилиндров с промежуточным бетоном. Такой вид крепи был применен на калийной шахте Альвинавал в Канаде, пройденной способом замораживания в чрезвычайно сложных гидрогеологических условиях на глубинах 1000–1200 м.

В новых конструкциях шахтной крепи находят широкое применение стальные тубинги из профилированной стали, обладающие по сравнению с чугунными меньшим весом, большей плотностью и податливостью.

Для исключения циркуляции воды в закрепном пространстве в монолитных соленосных породах, перекрывающих продуктивную толщу, обычно сооружают водоупорные венцы. Конструкция этих венцов позволяет производить плотную расклинку (пикотаж) пространства между спицей кольца и породой футерованными досками и деревянными клиньями. За счет этого создается надежная програда для движения воды. Однако роль венцов как водопреграждающих элементов сводится к нулю при установке в прослоях малопрочных пород: глины, карналлитов и др.

Поэтому в ряде случаев (при отсутствии в покровных породах монолитной соли) сооружение водоупорных венцов технически и экономически не оправдывается.

Для надежной гидроизоляции стволов тубинговую колонну заглубляют в покровную соль настолько, чтобы обеспечивалась возможность установки в стволе по меньшей мере 2–3 водоупорных венцов. При этом из расчета исключается верхняя часть покровной соли, нарушенная замораживающими скважинами. С учетом этого мощность защитного слоя покровной каменной соли должна составлять около 20 м.

§ 3. Особенности проявлений горного давления

В практике подземной разработки калийных и каменно-соляных месторождений известны примеры, когда выработки громадных размеров сохраняют устойчивость в течение длительного времени. Так, в соляной шахте Величка (ПНР) некоторые выработки объемом около 80 тыс. м³ стоят без разрушений в течение нескольких десятилетий; на Стебниковской и Калушской калийных шахтах имеются камеры шириной 50–100 и длиной 100–150 м, которые стоят почти без изменений в течение 60–100 лет.

Высокая устойчивость выработок во многом определяется свойствами соляных пород, отличающихся от пород угольных и горнорудных шахт.

Многие соляные породы, и в первую очередь каменная соль, являются вязкими, но хрупкими породами. Однако при повышенном давлении они становятся пластичными. В проявлениях пластичности важную роль играет фактор времени.

Пластичность соляных пород предотвращает опасные концентрации напряжений, способствует быстрому заплыванию тонких трещин и обеспечивает длительную устойчивость выработок большого размера без применения крепи.

Однако такими свойствами обладают только некоторые соляные породы (каменная соль, сильвинит, кизерит); другие, наоборот, крайне неустойчивы, что затрудняет проведение в них выработок (карналлит, ангидрит и др.). Особенно большие трудности возникают при разработке ангидрита, который по своей крепости близок к пещаникам, но вместе с тем очень хрупок и ломок. В результате тектонических процессов ангидрит часто разбит трещинами на отдельные блоки, вследствие чего в кровле выработок приходится оставлять предохранительный слой соли.

Неустойчивы и встречающиеся в калийных месторождениях непосредственно над калийными пластами соленосные глины, представляющие собой смесь глины, песка и каменной соли в самых различных соотношениях. В зависимости от состава они или пластичны, или очень хрупки и легко обрушаются в выработки.

Тонкослоистые пласты соляных пород, вмещающие глинистые прослойки, склонны к растрескиванию. При их вскрытии горными выработками могут происходить внезапные вывалы и обрушения кровли на больших площадях (до сотен квадратных метров).

Наличие в солях глинистых прослоев снижает несущую способность междукамерных целиков. При развитии деформации целиков происходит (особенно под воздействием влаги) выдавливание глинистого материала и образование по прослойкам местных выколов.

Увлажнение соляного массива (например, в случае закладки камер мокрыми или влажными отходами) при наличии в породах глины вызывает увеличение деформаций выработок, снижение несущей способности целиков, образование вывалов и заколов. Глубина проникновения влаги в соляной массив связана с зонами нарушения (в результате ведения взрывных работ и действия горного давления) пород, для которых характерны как фильтрация рассолов по трещинам, так и диффузионный процесс под действием молекулярных сил.

Влияние увлажнения специально исследовалось применительно к участкам мокрой закладки Калушского калийного месторождения, отличающегося значительной неоднородностью продуктивной толщи и высоким содержанием глины (до 30%). Выяснилось, что глубина зоны увлажнения целиков имеет сравнительно небольшие размеры — уже на расстоянии 2–4 м от закладки влажность пород не превышает естественную. При ширине целика более 20 м образование зон промокания практически не сказывается на его несущей способности [21].

Наиболее характерным проявлением горного давления в соляных и калийных шахтах при обычных условиях разработки является развитие в породах, окружающих выработки, пластических деформаций. Масштабы этих деформаций зависят от условий залегания пласта, его структуры, минерального состава солей, глубины разработки. При глубине разработки 300–400 м деформации обычно невелики и не препятствуют эксплуатации. Однако на более глубоких горизонтах (600–700 м) при неустойчивых породах кровля разработки солей сопряжена с большими трудностями. На глубине 1000–1200 м соляные породы начинают течь, заполняя собой, иногда полностью, пройденную выработку, делая ее непригодной для эксплуатации. Глубины порядка

1100–1300 м по интенсивности проявлений горного давления считаются предельными для шахтной разработки солей [19].

Наряду с обычными для соляных шахт проявлениями горного давления известны (в ГДР, Франции) случаи катастрофического разрушения горных выработок. Такие явления получили название горных ударов. Они зачастую возникают внезапно, вызывая сильные сотрясения горных пород и заметные оседания земной поверхности. Известны примеры, когда массовые обрушения происходили на выемочных полях площадью до 1–3 млн.м² и сопровождалась разрушением целиков, штреков, поднятием почвы выработок, повреждением поверхностных зданий и сооружений. Сотрясения, вызванные горными ударами, фиксировались сейсмическими станциями на больших удалениях.

Полагают, что горные удары возникают в результате мгновенного высвобождения энергии, накопленной под действием давления выседающих пород. Аккумуляторами энергии могут быть пласты ангидрита, карналита, иногда каменной соли. (При небольшой глубине залегания каменная соль обладает свойством накапливать энергию упругих деформаций в обратимой форме).

Процессу внезапного разрушения предшествуют определенные постепенные деформации и микросейсмические явления (потрескивание, микроудары и др.), что позволяет прогнозировать эти опасные явления.

Известен также ряд случаев, когда соляные целики на больших участках выемочного поля разрушались постепенно. Такие разрушения, как правило, происходили после завершения работ на этих участках и не сопровождалась сейсмическими явлениями.

Под влиянием горных работ происходят оседания земной поверхности и сопровождающие их процессы растяжения, сжатия и горизонтального сдвига пород, наблюдается постепенное мульдобразное оседание покрывающих пород. Интенсивность оседаний зависит от числа отработываемых пластов, применяемых систем и параметров разработки, вынимаемой мощности, степени заполнения камер закладкой и др. Как правило, из-за высокой пластичности рудосодержащих и боковых пород сдвигения протекают медленно и продолжают десятилетиями после окончания горных работ. Интенсивность сдвижений повышается в случае затопления рудников, когда поступающая вода растворяет несущие целики. В этом случае над отдельными участками могут развиваться провалы воронки. Примером могут служить ныне закрытые рудники Леопольдсхаль, Вестергелля и Фриденсхаль (ГДР).

Процессы сдвигения земной поверхности на каменносоляных и калийных месторождениях пока еще до конца не изучены. В большей мере изучены процессы сдвижений при разработке калийных месторождений. В настоящее время на основе многолетних систематических исследований ВНИИГ выявлены основные особенности деформаций поверхности в районах калийных рудников, к которым относятся: значительная продолжительность процесса оседаний; быстрое формирование плоского дна мульды сдвижений; переменная скорость оседаний с началом ускорения при исчерпывании критической деформации оставшихся целиков; равенство конечных оседаний земной поверхности, а также более пологие краевые части мульды сдвижений (например, в

сравнении с угольными месторождениями) вследствие большей полуэласти рудосодержащих и боковых пород.

Характер изменения величин и скоростей оседания земной поверхности на калийных рудниках при камерных системах разработки иллюстрирует

рис.10. Различают три основные стадии процесса сдвижений: начальную (I) – от начала влияния подработки до резкого увеличения скоростей оседания; активную (II) – при исчерпывании междукамерными целиками критической деформации (2–3% от высоты целиков); стадию затухания (III) – при уплотнении раздавленных ими системными целиков, заполнении пустот выработанного пространства.

Угловые параметры процесса сдвигения на калийных рудниках характеризуются данными табл.15.

Таблица 15

Месторождение	Угол падения, градус	Граничные углы, градус			Угол полного сдвигения ψ_0 , градус
		β_0	γ_0	δ_0	
Верхнекамское	0–5	45	45	45	50
Старобинское	0–5	60	60	60	55
Калуш–Голыньское	0–11	45	45	45	55
	11–35	35	45	45	55

Углы сдвигения на калийных месторождениях меньше, чем, например, на угольных. На угольных месторождениях углы сдвигения соответственно составляют: $\beta_0 = 70–80^\circ$; $\gamma_0 = 75^\circ$; $\delta_0 = 75^\circ$.

Для охраны объектов, подрабатываемых калийными рудниками, проводят различные горнотехнические мероприятия, направленные на уменьшение величин или интенсивности оседаний поверхности. К этим мероприятиям, применяемым совместно или раздельно, относятся: оставление предохранительных целиков, закладка выработанного пространства, заполнение выработанного пространства рессолами, ограничение числа отработываемых пластов, изменение порядка отработки пластов и скоростей подвигания фронта очистных работ. Выбор мер охраны осуществляется на основе имеющихся методических указаний [22,23].

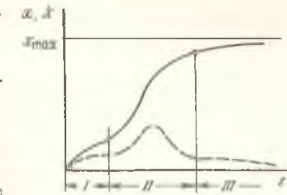


Рис.10. Характер изменения во времени смещения (сплошная линия) и скорости оседаний (штриховая линия) земной поверхности при отработке калийных месторождений камерными системами

§ 4. Газопроизведения при разработке калийных и каменносоляных месторождений

Разработка каменносоляных и особенно калийных месторождений в большинстве случаев сопровождается выделением в рудничную атмосферу различных газов [7,24]. На калийных рудниках СССР характерно выделение водорода и метана, на рудниках ГДР и ФРГ — углеводородов, углекислоты и сероводорода.

Выделяют три основных источника образования природных газов в калийных пластах и залежах:

- разложение органических веществ и жизнедеятельность бактерий;
- воздействие на калийные залежи термальных источников, богатых солями и углекислотой;
- миграция газов в калийные пласты из окружающих битуминозных пород и нефтяных месторождений.

В частности, содержание углеводородных газов в сильвинитовой толще Верхнекамского месторождения объясняют их миграцией из нефтеносных подстилающих отложений, а образование водорода — процессом радиоактивного превращения изотопов калия. Образование природных газов Старобинского месторождения связывают с процессами разложения растительных и животных организмов.

Газы соляных месторождений подразделяют на:

связанные — рассеянные газы, пропитывающие массу породы, которые представляют собой микровключения в кристаллах солей и межкристаллические;

свободные — скопления газов, заполняющие всякого рода трещины и пустоты.

Газы, содержащиеся в кристаллах, присутствуют почти во всех соляных минералах. Выделение таких газов происходит при разрушении кристалла — при его дроблении или растворении в воде.

Свободные газы в калийных и соляных рудниках подразделяют на внутрислоистовые (газы микротрещин, гнездовые скопления газов и приконтактные) и коржевые (газы глинистых прослоек и контактов калийных солей с каменной солью).

Кроме того, выделяют крупные скопления газов в антиклиналях и зонах разлома.

Свободные газы освобождаются при механическом разрушении породы или при вскрытии их скоплений горными работами.

Общее количество газа, содержащееся в соляных породах в свободном и связанном состоянии, определяет газоносность месторождения.

Из всех разрабатываемых месторождений Советского Союза наиболее опасное по газу Верхнекамское, а в пределах этого месторождения — Соликамский рудник и особенно карналлитовый пласт В. Газоносность пластов этого месторождения, по данным В.П.Шатова [25], по суммарному содержанию горючих газов представлена в табл.16.

Наибольшую опасность при разработке калийных месторождений представляют выделения свободных газов.

Таблица 16

Рудник	Газоносность, м ³ /м ³		
	Пласт		
	В	АВ	Красный П
Березниковский	0,078	0,026	0,019
Соликамский	0,323	0,041	0,032

Различают три вида выделения газов в горные выработки: обычное — медленное непрерывное газовыделение из мелких трещин и пор породы;

суффляное — местное повышение газовыделения из трещин и всякого рода пустот, вскрытых горными выработками, в подавляющем большинстве случаев кратковременное (от нескольких минут до нескольких часов);

внезапное — при газодинамических явлениях, сопровождающихся одновременным разрушением части массива и смещением ее в виде обрушения, вывала или выброса.

Обычное выделение газа характеризуется небольшими объемами и не приводит к повышению концентрации горючих газов выше допустимых пределов. Основная часть газа выделяется при разрушении массива и измельчении руды. Выделение газов из ненарушенного массива весьма незначительное.

Обычно незначительными являются газовыделения из выработанного пространства. Однако не исключаются случаи значительных газовыделений при деформации и разрушении целиков и потолочин в отработанных камерах. Такие случаи имели место на Соликамском руднике и известны на рудниках Южного Гарца.

Суффляные выделения проявляются чаще всего при бурении шпуров и скважин и связаны с наличием в соляных породах газовых скоплений свободно содержащихся газов. При вскрытии таких скоплений наблюдаются характерные явления в виде хлопков, шипения, сильного выделения газа со свистом, толчков с последующим выбросом соляной пыли.

На Солигорских рудниках газовые скопления главным образом приурочены к породам глинисто-карналлитовой зоны, расположенной в кровле третьего горизонта, где давление газа достигает 909 Па.

На Верхнекамских рудниках суффляные — основной вид газовыделений. Они приурочены преимущественно к карналлиту, реже — к сильвинитовому пласту АВ и еще реже к пласту Красный П.

На рудниках ГДР и ФРГ суффляные выделения во многих случаях отличаются большим дебитом и продолжительным действием (до 5 лет). Крупные суффляры нередко служили причиной гибели людей.

В соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений подземным спосо-

бом" к рудникам, опасным по газу, относятся такие, в которых хотя бы на одном пласте обнаружены горючие газы. На рудниках, где разрабатывается несколько пластов, при наличии среди них отдельных пластов или участков, опасных по газу, газовый режим распространяется только на эти пласты и участки при условии их обособленного проветривания.

Рудники, в которых обнаружен метан или водород, подразделяются на четыре категории по газообильности. К первой категории относятся рудники, на которых количество горючих газов ($\text{CH}_4 + \text{H}_2$), выделившихся в сутки на 1 м^3 среднесуточной добычи горной массы, не превышает 7 м^3 , ко второй – от 7 до 14, к третьей – от 14 до 21, к сверхкатегорным – более 21 м^3 , а также рудники, разрабатывающие пласты, опасные по выбросам и суфлярам*.

На калийные рудники при обнаружении горючих газов в рудничной атмосфере распространяется газовый режим в соответствии с Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах. Карваллит, ввиду сульфидного характера выделения из него газов и значительного содержания в нем горючих компонентов (метана и водорода), относится к породам весьма опасным по газу.

Все действующие калийные рудники Советского Союза относятся к первой категории по газу.

Даже на наиболее газоопасном Соликамском руднике основная масса газовыделений не превышает относительной газообильности $2 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Случаи, когда относительное газовыделение превышает $7 \text{ м}^3/\text{м}^3$, весьма редки и имеют место только при крупных выбросах. Относительная газообильность рудников в целом не превышает десяти долей кубометра на 1 м^3 горной массы.

Попадание в атмосферу горных выработок природных газов и образование их скоплений может приводить к взрывам и вспышкам.

Основным средством борьбы с взрывчатыми газами в калийных и каменносолевых рудниках до последнего времени является вентиляция. Разбавление должно быть таким, чтобы концентрация горючих газов в очистных и подготовительных забоях не превышала 1%, а в исходящей струе рудника – 0,75%. При содержании в выработке горючих газов 1% взрывные работы прекращают.

Контроль за содержанием горючих газов на калийных рудниках Советского Союза осуществляют шахтными интерферометрами ШИ-3, ТИК-1 "Рихен" (Япония), сигнализаторами "Рингров" (Великобритания).

Интерферометры используются при замере смеси газов, состоящих из метана и углекислого газа или водорода и углекислого газа. Вследствие одинаковой оптической плотности водорода и метана интерферометр ШИ-3 нельзя использовать для контроля атмосферы, содержащей метан, углекислый газ и водород.

* При определении категории рудников по относительной газообильности 1 м^3 водорода принимается эквивалентным 2 м^3 метана.

Прибор ГНК-1 позволяет определять содержание водорода, метана и углекислого газа при одновременном их присутствии в рудничной атмосфере.

Кроме проветривания и контроля за составом рудничной атмосферы проводится определенный комплекс мероприятий, направленных на предотвращение воспламенения скопившегося газа. Комплекс предусматривает: запрещение открытого огня и курения; применение на газовых пластах при взрывных работах предохранительных ВВ; применение взрывобезопасной аппаратуры и др.

ГЛАВА II ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

§ 1. Буровзрывная отбойка руды

Соляные породы в силу их относительно невысокой крепости в процессе очистной выемки могут отбиваться как механическим способом, так и с помощью буровзрывных работ.

При разработке каменносолевых месторождений буровзрывная отбойка имеет преимущественное распространение. Механический способ отбойки – с помощью комбайнов – применяется в небольших объемах при проходке подготовительных выработок и на некоторых стадиях очистных работ (подсечные выработки и т.п.).

При разработке калийных месторождений буровзрывная отбойка повсеместно применяется на крутопадающих залежах и достаточно широко распространена при пологом залегании пластов. Буровзрывная отбойка широко применяется на калийных рудниках ГДР и ФРГ; на рудниках Верхнекамского бассейна удельный вес буровзрывного способа отбойки на очистных работах достигает 20%. Соотношение буровзрывного и механического способа отбойки на калийных рудниках СССР и за рубежом представлено в табл.17.

Буровое оборудование. На калийных предприятиях СССР для бурения применяют колонковые и ручные электросверла, буровые станки и шахтные бурильные установки [26].

На рудниках Старобинского месторождения, где объем буровзрывных работ весьма незначителен, используют ручные электросверла. На рудниках Верхнекамского месторождения ручные электросверла применяют при мелкошпуровой отбойке, шахтные бурильные установки – для бурения вееров скважин.

На рудниках Прикарпатского бассейна применяются колонковые электросверла ЭБП-1 и буровые станки типа ПП-1. Большая механическая прочность этих станков в сочетании с достаточной энерговооруженностью позволяет использовать их при бурении полного веера скважин.

Шахтная бурильная установка БК-2 (рис.11), применяемая на рудниках Верхнекамского месторождения, предназначена для бурения

Таблица 17

Страна	Доля использования различных способов отбойки руды			
	Буроварывной		Механический	
	%	млн.т	%	млн.т
СССР	27	16,1	73	43,8
Канада	-	-	100	-
США	60	7,9	40	5,2
Франция	40	4,5	60	6,7
ГДР	100	2,64	-	-
ФРГ	100	1,85	-	-
Испания	60	Н.д.	40	Н.д.

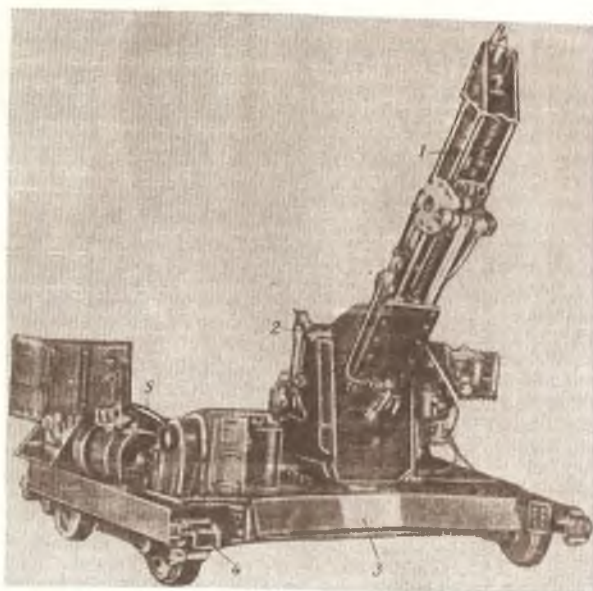


Рис.11. Самоходная бурильная установка БК-2:
1 - бур; 2 - манипулятор; 3 - ходовая часть; 4 - направляющие; 5 - блок электрооборудования

верно расположенных скважин диаметром 42 мм, длиной до 20 м из разреженного штрека, пройденного комбайнами. Она представляет собой самоходный агрегат, который состоит из длинноходовой бурильной машины с электрическим вращателем и гидравлическим податчиком, манипулятора поворотного типа, ходовой части с четырьмя ведущими колесами без рулевого управления и расположенными на ней направляющими устройствами и электрооборудованием. Бурильную установку обслуживает один бурильщик.

В настоящее время серийно изготавливается (Пермским заводом горно-шахтного машиностроения) шахтная бурильная установка БК-2М.

Техническая характеристика БК-2М

Диаметр скважины, мм.	42
Производительность бурения, м/ч.	75
Скорость подачи бурового инструмента, м/мин:	
рабочая.	0-3
маневровая.	0-12
Глубина бурения, м.	20
Габариты в транспортном положении, мм:	
длина.	3800
ширина.	2800
высота.	2120
Масса, т.	3

На каменносоляных шахтах для бурения шпуров в очистных забоях и при проходке выработок применяют ручные электросверла типа СЭР-19М, ЭР14Д-2М. Для бурения вертикальных нисходящих скважин на шахтах Артемовского месторождения применяется самоперемещающийся буровой станок типа БСН 110/25, предназначенный для вращательного бурения вертикальных и наклонных скважин при разработке месторождений открытым способом. Часовая производительность станка составляет 12 м, диаметр скважины 95-120 мм, глубина бурения - до 30 м.

В развитии буровой техники характерными являются совершенствование инструмента и переход на форсированные режимы бурения; повышение мощности двигателей ручных и колонковых сверл, их перевод на питание током повышенной частоты; создание и широкое распространение самоходных бурильных установок.

На калийных рудниках США, Франции, ФРГ для бурения шпуров диаметром 36 мм в горизонтальных и слабо наклонных выработках применяют бурильные установки фирмы "Джой": SD - 41, SD - 42, SD - 43, SD - 71А, SD - 73 и другие. Применяющиеся в США и Франции установки фирмы "Джой" имеют длину бурения 2,7 м, а в ФРГ - до 3,3 м. Установка смонтирована на пневмошинах и оснащена одним, двумя или тремя электросверлами (рис.12).

Самоходная шахтная бурильная установка SD - 71А может преодолевать уклоны до 11°. Она выпускается в двух модификациях: стандартная - с максимальной высотой при бурении 3 м; нестандартная - с высотой до 2,29 м. Установка SD - 73 имеет максимальную

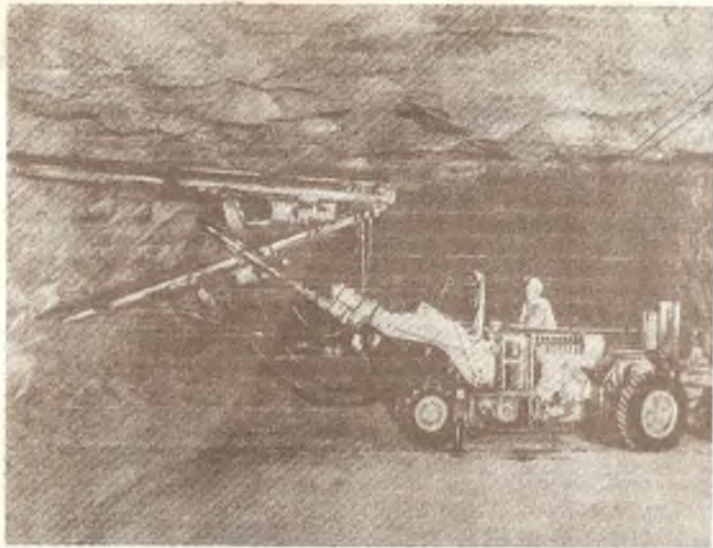


Рис.1.2. Самоходная бурильная установка фирмы "Джой"

стандартную высоту при бурении 3,36 м. С помощью специальных приспособлений ее увеличивают от 4,3 до 6,0 м.

Для бурения шнуров диаметром 35–45 мм почти на всех калийных рудниках западноевропейских стран применяют самоходные шахтные бурильные установки фирмы "Секома". Эта установка представляет собой самоходную тележку с поворотной задней и неподвижной передней осями, с дизельным приводом всех колес через фрикционную муфту и коробку скоростей. Манипулятор и буровая колонка перемещаются с помощью гидравлической замкнутой системы. Подача регулируется автоматическим регулятором и может достигать 4 м/мин. Фронтальное расположение манипулятора обеспечивает максимальную свободу движения бурового инструмента в забое.

В ГДР при проходке горизонтальных выработок и для бурения варвских скважин при очистной выемке используется бурильная установка фирмы "Секома" типа SB-2 и установка с мокрой продувкой типа SB-2-LS.

Для бурения нисходящих глубоких скважин при почво-уступной отработке камер из подэтажных штреков применяют шахтные бурильные установки фирм "Зальциттер", "Секома", "Хаусхерр", "Хольвер", "Корфман", "Маккра".

Шахтная бурильная установка фирмы "Хаусхерр" применяется при проходке подготовительных выработок. Она смонтирована на ходовой тележке. Все процессы перемещения основаны на работе гидроцилиндров. Буровая колонка может поворачиваться на 360° и передвигаться по направляющим вдоль манипулятора так, что в транспортном положении длина установки с семиметровой колонкой не превышает 10,4 м.

Шахтная бурильная установка фирмы "Зальциттер" BW-41 также используется при проходке подготовительных выработок. Все буровое и ходовое оборудование установлено на сварной стальной раме и имеет гидравлическое управление. Манипулятор каретки смонтирован на салазках и перемещается по раме ходовой тележки, благодаря чему сокращается транспортная длина машины и улучшается ее маневренность. Манипулятор имеет гидравлическое поворотное устройство в обе стороны на 38° . Привод бурового устройства состоит из бесступенчатого регулируемого гидравлического двигателя вращения, подвижно смонтированного на салазках буровой колонки. Буровая колонка длиной 3 м поворачивается в обе стороны на 180° ; возможный угол наклона до 45° . Машина обслуживается одним оператором.

Бурильные установки фирмы "Зальциттер" LS-21 и LB-32 применяются для бурения нисходящих скважин. Установка LS-21 (рис.1.3а) используется в выработках с минимальной высотой 3,1 и с минимальной шириной 1,5 м. Смонтированная на поворотном круге машины буровая колонка поворачивается в вертикальной плоскости в обе стороны на 180° . Установка имеет электрический или дизельный привод, при транспортировании по выработкам малого сечения ($2,00 \times 1,25$) разбирается на 3 части; управляется она одним человеком.

Бурильная установка LB-32 (рис.1.3б) применяется для бурения нисходящих скважин в выработках с минимальным сечением $2,3 \times 2,5$ м. Смонтирована на специальной поворотной (360°) платформе, передвигаемой с помощью лебедки. Буровая колонка поворачивается относительно манипулятора на 360° и может отклоняться до 55° назад и до 35° вперед. Машина управляется одним человеком.

Легкие шахтные бурильные установки фирм "Корфман" и "Маккра", также применяемые для бурения нисходящих скважин, имеют тележку с двумя ходовыми колесами и одним направляющим колесом с тяговым приводом. На раме тележки расположен поворотный круг или выдвигная рама с манипулятором и поворотной буровой колонкой. Буровой инструмент перемещается гидравлическим или механическим приводом.

Для создания врубной полости – скважины большого диаметра – используют самоходную шахтную бурильную установку фирмы "Зальциттер" GB-420 (рис.1.3в). Высокая маневренность и большая скорость движения (20 км/ч) позволяют перемещать установку из забоя в забой в течение смены. Все буровое и ходовое оборудование установлено на тележке установки BW-41. Гидравлический привод обеспечивает бесступенчатую регулировку скорости подачи и числа оборотов шпинделя. Транспортная длина машины 10,4 м. В качестве буровых штанг применяют шнеки длиной 4800 м и диаметром 420–550 мм при полезной глубине бурения 4200 мм.

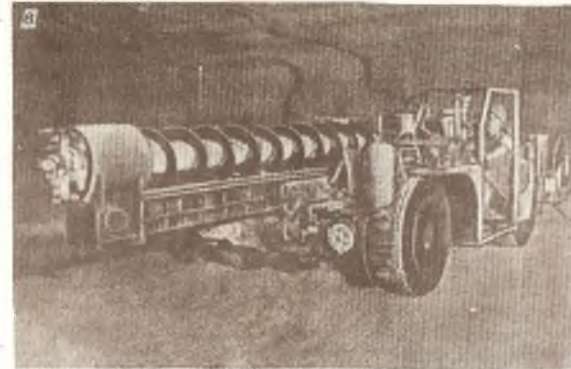
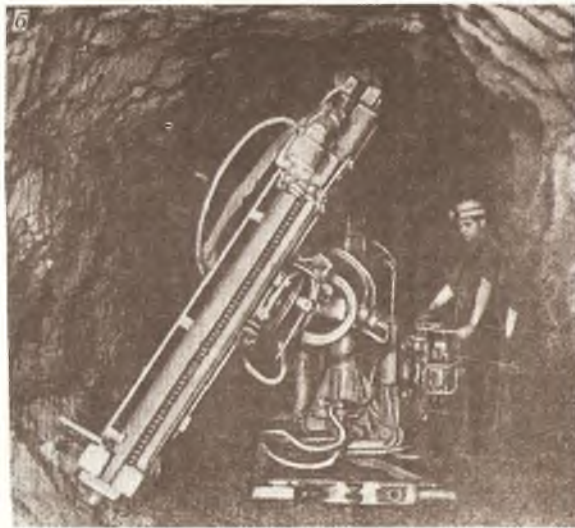
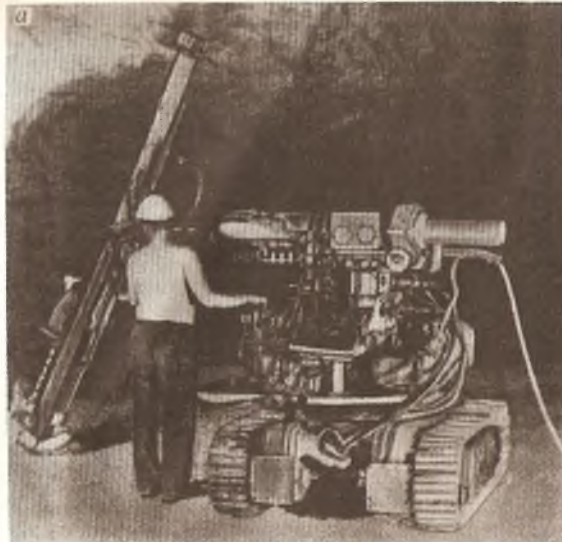


Рис.13. Самоходные бурильные установки фирмы "Зальцгиттер":
а - LS - 21, б - LB - 32; в - GB - 420

Фирма "Хаусхерр" на ходовой тележке для проходки штреков смонтировала специальное устройство для бурения скважин диаметром 280 мм и длиной до 10 м.

Шахтная бурильная установка фирмы "Вирт" смонтирована на пневмошинах; длина буровой колонки 7 м, общая длина 10,4 м. Диаметр скважин 250-300 мм. Буры шнековые длиной 450 мм. Все колеса приводные с гидростатическим механизмом управления и восьмискоростной коробкой передач.

В Германской Демократической Республике изготавливают шахтную бурильную установку типа "Секома" GB -2. Диаметр скважины 280 мм.

Технические характеристики ряда шахтных бурильных установок, применяемых за рубежом, представлены в табл.18.

На соляных шахтах США, Канады, Великобритании бурение шпуров по каменной соли производят самоходными установками, снабженными колонковыми и длинноходными сверлами. Вручную шпуров бурят лишь во вспомогательных целях, например для подвески кабелей и проводов. На солеруднике "Джеферсон Айленд" (США) шпуров глубиной 3 м, диаметром 48 мм бурятся электрическими бурильными установками на гусеничном ходу. Для бурения нисходящих скважин глубиной до 18 м используются сверла "Гарднер Денвер" с пневматическим приводом.

На солеруднике "Эвери Айленд" (США) скважины глубиной до 5 м бурят гусеничной шахтной бурильной установкой с телескопической башней. На каждой из двух телескопических частей имеются площадки, где размещено по четыре колонковых электросверла. Агрегат обслуживает бригада в составе двух бурильщиков и одного помощника.

На соляном руднике "Годерича" (США) скважины глубиной до 12 м бурят самоходной установкой фирмы "Джой" типа SD-5. Она имеет

Таблица 18

Показатели	Шахтные бурильные установки для бурения			
	"Залыгиттер"			"Секома"
	BW-41	LS-21	LB-32	SB-2
Диаметр шпура, мм	36-45	36-60	48-80	35-45
Максимальная скорость передвижения, км/ч	20,0	4,0	Н.д.	30
Скорость вращения бурового шпинделя, об/мин	0-1200	0-1000	0-400	0-1000
Скорость подачи, м/мин (теор.)	0-32	0-27	0-22	0-4
Скорость обратного хода, м/мин	0-48,5	0-44	0-37	0-12
Длина подачи, мм	2200	800	1650	Н.д.
Максимальное усилие подачи, кН	10	10	50	Н.д.
Радиус поворота, мм	8300	Н.д.	Н.д.	Н.д.
Габариты, мм:				
длина	8300	Н.д.	Н.д.	Н.д.
высота	1480	Н.д.	Н.д.	Н.д.
ширина	2400	Н.д.	Н.д.	Н.д.
Масса, кг	7650	3400	2200	800-1200
Ход	Колесный	Гусеничный	С помощью лебедки	
Двигатель	Дизельный	Электрический	Электрический	Электрический или дизельный
Мощность, кВт	38,2	11,0	18,5	22-37

* Карналлит.
** Хартзалль.

шпуров и скважин малого диаметра				Шахтные бурильные установки для бурения скважин большого диаметра	
"Хаускерр"	"Джой"		"Калий Дитлас"	"Залыгиттер" GB-420	"Секома" GB-2
	SD-71A	SD-73			
35-45	36	36	37	420-550	280
30	9,7	11,7	9,5	20,0	3,5
0-1500	Н.д.	Н.д.	0-1200	0-60	0-1000
0-40	0-76,5	0-85	0-6,5* 0-4,5**	0-2,6	0-1* 0-0,5**
0-60	0-153	0-170	Н.д.	0-5,3	0-6,25
Н.д.	3360	3360	Н.д.	Н.д.	6,4
Н.д.	Н.д.	Н.д.	11	50	25
Н.д.	Н.д.	Н.д.	6760	8300	7250
10 400	8387	9353	11 327	7380	8020
Н.д.	1168	1302	1938	1480	2000
Н.д.	2260	2216	2134	2400	2223
800-1200	7393	9525	1140	7800	11 000
	Колесный				
	Электрический			Дизельный	Электрический
47,8	36,8	84,6	37,0	38,2	37,0

массивную рамную конструкцию, по которой перемещаются две каретки, несущие каждая по два стреловидных манипулятора. Управление манипуляторами и длинноходовыми сверлами осуществляют с расположенных на каретке кабин.

На другом соляном руднике используется пневмо-колесная бурильная установка VM-212-17 компании "Роджерс Айрон Вокс". Установка с одного положения может обурить забой высотой 6 м и шириной 3,6 м. Она имеет трехосный пневмоколесный ход и снабжена дизельным двигателем, от которого движение передается задним колесам. С дизельным двигателем соединен генератор, питающий ток электродвигатель насоса гидравлической системы. На передвигающейся по вертикальным направляющим платформе смонтированы два стреловидных манипулятора. Машина снабжена нейтрализатором для очистки выхлопных газов.

На солеруднике "Оджибвэй" (Канада) шпурь бурят двумя гусеничными установками, изготовленными фирмой "Роджерс Сити Айрон". На установке смонтирована телескопическая башня, на выдвинутой части которой укреплена рама с четырьмя длинноходовыми электросверлами. На раме имеются две рабочие площадки для двух бурильщиков. Изменение положения сверл осуществляется гидроприводом.

На солеруднике "Медоубэнс" (Великобритания) шпурь на глубину до 3 м бурят самоходной бурильной установкой "Тейлор Гард". Электросверло размещено на телескопическом манипуляторе, выдвигаемая часть которого может вращаться. Электродвигатель сверла имеет мощность 4,5 кВт. Скорость бурения 1,2 м/мин, с одной позиции установки можно обурить часть забоя высотой 6 м и шириной 7,2 м.

Направлением дальнейшего развития и применения буровой техники за рубежом является увеличение производительности шахтных бурильных установок. Одним из путей повышения производительности установок является увеличение длины бурения при автоматическом наращивании штанг, хотя такие устройства еще не созданы.

Взрывчатые вещества. На соляных рудниках СССР в основном используются аммиачно-селитряные ВВ - аммониты № 6 ЖВ и АП-5 ЖВ. Применяются также детониты, содержащие в своем составе до 10% нитроэфиров. Отличительными особенностями этих ВВ являются высокая детонационная способность в зарядах диаметром 25 мм и повышенная плотность (1,15-1,20 г/см³).

Находят применение и гранулированные ВВ. Преимущества их перед другими аммиачно-селитряными ВВ заключаются в малой чувствительности к внешним воздействиям, пониженной слеживаемости, простоте механизации зарядки. Отсутствие бумажной оболочки патронов и парафина благоприятно сказывается на составе газов, образующихся в результате взрыва.

На калийных рудниках ГДР применяют аммиачно-селитряные ВВ с добавками нитроэфиров - донарит I, донарит II, желатин-донарит и хлоратит. Хлоратит - наиболее слабое ВВ - применяется для дробления мягких пород, желатин-донарит - при взрывании крепкой каменной соли. Применяется также декамон I - смесь аммиачной селитры с дизельным топливом.

На калийных рудниках Франции и Испании используется донарит I или ВВ, аналогичное ему.

На соляных рудниках США и ФРГ в качестве ВВ используют смеси из аммиачной селитры и дизельного топлива. В США такая смесь называется ANFO, в ФРГ - андекс I и АНС.

На калийных рудниках ФРГ успешно применяется новое ВВ Т-1000 с теплотой взрыва 3940 кДж/кг, созданное на основе аммиачной селитры и углеродсодержащих добавок - сажи, угольной пыли, нефти, минеральных масел, растительной муки. Т-1000 изготавливается в патронах диаметром 32 мм и россыпью. В качестве промежуточного детонатора применяется донарит I.

Технические характеристики большинства ВВ, применяемых на отечественных и зарубежных калийных и соляных рудниках, приведены в табл.19.

Методы буровзрывной отбойки. На рудниках Верхнекамского калийного месторождения при очистной выемке применяют два основных варианта отработки камер:

- а) с послышной шпуровой отбойкой пласта;
- б) с отбойкой пласта на всю мощность веерно расположенными скважинами.

При послышной выемке пласт в камере обрабатывают в две стадии, вначале вынимают нижний слой камеры высотой 3,0-3,5 м, а затем верхний слой - обрушением оставшейся части пласта. Выемка нижнего слоя производится тупиковым забоем или после проведения комбайном разрезного штрека вдоль камеры.

Первый слой обрабатывают на полную ширину камеры тупиковым забоем с двумя уступами у стенок камеры. Шпурь располагают таким образом, чтобы центральный вруб был в средней части забоя (рис.14,а). Варывание шпуров ведут в такой последовательности (I - V), чтобы за счет силы взрыва горная масса от забоя отбрасывалась в среднюю часть камеры. При наличии разрезного штрека величина уступа по длине камеры обычно составляет 7 м, по ширине 3,25 м. Шпурь длиной 4 м бурят под углом 45-55° к оси камеры с наклоном их в сторону отбойки (рис.14,б). Расстояние между рядами шпуров 1 м. На каждом уступе бурят пять рядов шпуров. Выемка с применением разрезного камерного штрека является более эффективной, так как наличие дополнительной обнаженной поверхности улучшает условия отбойки, снижает удельный расход взрывчатых материалов, сокращает буровые работы и увеличивает выход руды за один взрыв.

Отбойка второго (верхнего) слоя производится при помощи параллельных шпуров длиной 4 м. Шпурь бурят с предварительно отбитой руды. В зависимости от мощности второго слоя бурят несколько горизонтальных рядов шпуров, л.н.с. принимают равной 0,65-0,8 м, а расстояние между соседними шпурами 1,3-1,5 м.

Веерный (комбинированный) способ отработки камер представляет собой одностадийную выемку пласта на полную мощность с применением механизированного бурения. При этом способе камеру нарезают по ее оси одним ходом комбайна, а затем руду отбивают с помощью

Таблица 19

Наименование ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Работоспособность, г/см ³	Бризантность, мм	Критический диаметр, мм	Передача детонации между патронами, см	Плотность ВВ, г/см ³	Скорость детонации, м/с	Чувствительность к удару, %
Аммонит № 6 ЖВ	4200	360-400	14-17	10-13	5-7	1,0-1,2	3600-4200	16-32
Аммонит ПЖВ-20	3350	265	13	12-14	4	1,0-1,15	3000	12-24
Аммонит АП-5 ЖВ	3720	320	13	10-12	4	1,0-1,15	3600	24-32
Гракулит АС-8	5260	340-400	15-20	150	Н.д.	0,8	3000-3600	8-12
Зернографулит 79/21	4300	360-380	22-26	30	Н.д.	0,95-1,0	3500-4200	12-24
Детонит 10А	5010	420-450	16-20	6-8	6-18	1,1-1,25	5200-5400	40-78
Детонит М	5760	430-450	17-20	8-10	6-20	1,1-1,3	5000-5300	40-60
Алдекс 1	3350-3770	320	15-20	15-20	150	0,9	2200-2700	0
Хлорит 1	4000	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.
Донарит 1	4130	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.

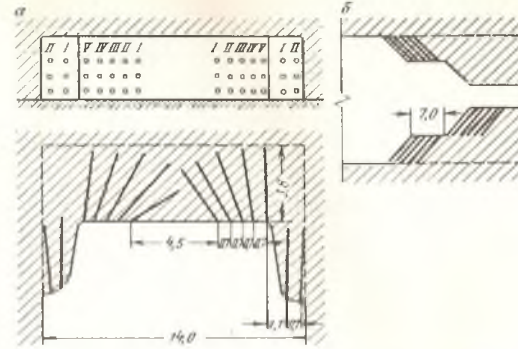


Рис.14. Схема расположения шпуров при выемке первого слоя:
а - тупиковым забоем; б - с разрезным штреком

верших скважин, расположенных под углом $45-60^\circ$ к оси разрезающего штрека. Разделка компенсационного пространства на расстоянии 25-30 м от горловины и на полное сечение камеры производится буровзрывным способом с применением ручных электросверл. Длина скважин в веере изменяется от 4 до 10 м, иногда при сложной гипсометрии разрабатываемого пласта длина скважин достигает 15-18 м. Л.н.с. принимается равной 1,1-1,3 м. При этой схеме обустройства забоя шахтная буровзрывная установка всегда находится в разрезном штреке вне зоны отбойки руды.

Параметры взрывных работ на калийных рудах Верхнекамского бассейна при послышной и веерной отбойке представлены в табл.20.

Послышная выемка пласта при шпуровой отбойке имеет ряд недостатков: небольшое количество руды, отбиваемой за цикл, высокая трудоемкость буровых работ и сложность их механизации при обрушении верхнего слоя. При обрушении потолочины за счет бурения горизонтальных шпуров наблюдается большой выход негабарита.

По сравнению с послышной шпуровой выемкой веерная отбойка имеет ряд преимуществ - увеличивается количество отбиваемой за взрыв руды до 1200-1600 т; облегчается возможность механизации процессов бурения и зарядания скважин; повышается безопасность работ бурильщиков и взрывников, находящихся в выработках небольшого поперечного сечения. Недостатком способа является несовместимость во времени многих забойных операций, необходимость постоянного корректирования расположения и длины скважин вследствие изменчивости гипсометрии пласта; необходимость применения малопроизводительной

Таблица 20

Показатели	Отбойка руды			
	первого слоя		второго	веерная
	тупиковым забоем	с разрезным штреком		
Мощность слоя, м	3	3	4	7
Площадь забоя, м ²	48	48	60	96-110
Число шпуров в комплекте	45	45	50	96
Средняя длина шпура, м	3,6	3,5	3,5	6,25
Диаметр шпура, мм	40-42	40-42	40-42	40-42
Общая длина шпуров в комплекте, м	162	158	180	600
К.и.ш.	0,8	0,95	0,72	0,95
Средняя масса заряда в шпуре, кг	1,8	1,8	1,6	5,2
Подвигание забоя за цикл, м	2,0	2,3	2,5	7,2
Выход руды за один цикл, т	200	220	300	1200-1600
Расход на 1 т руды: ВВ, кг	0,405	0,36	0,27	0,30-0,35
в том числе - на вторичное дробление	-	-	0,02	0,025-0,03
шпурометров	0,81	0,72	0,6	0,38
Интервал замедления, мс	25	25	25	25

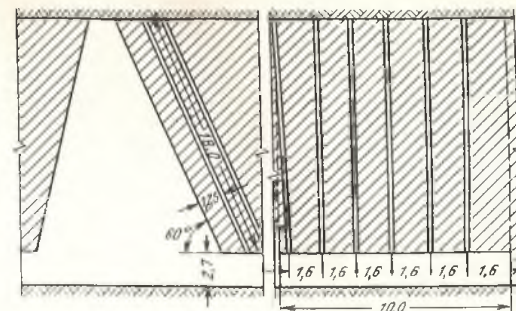


Рис.15. Схема расположения скважин при отбойке второго слоя (рудник им. 50-летия Октября)

го послойного шпурового способа для образования компенсационного пространства.

Направление дальнейшего развития буровзрывной отбойки на Верхнекамских калийных рудниках связано с переходом на камерно-столбовую систему с оставлением квадратных (в плане) целиков и использованием высокопроизводительного самоходного оборудования.

На Калушском калийном руднике применяются различные варианты камерной системы разработки с этапной подготовкой шахтных полей. Ширина камер и междокамерных целиков составляет соответственно 10,0 и 7,7 м. Высота камер зависит от мощности разрабатываемого пласта. Руда в камерах отбивается как параллельными скважинами (выемка в два слоя), так и веерами скважин, глубина которых изменяется в зависимости от мощности пласта от 7 до 25 м. При отработке камеры в два слоя после проходки камерного хода вынимается нижний слой (подсечка второго слоя) на высоту 2,7 м по всей ширине камеры. Шпуры длиной 4-5 м при отбойке руды первого слоя бурятся либо параллельно ходу, либо под углом 70° к его оси. Оперевешие отработки первого слоя относительно второго не превышает 8 м. Отбойка второго слоя ведется параллельными рядами скважин с углом наклона к горизонту 60° (рис.15). Л.н.с. между рядами скважин составляет 1,25 м, расстояние между скважинами 1,6-1,8 м.

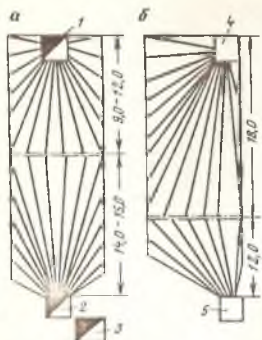


Рис.16. Схема расположения скважин при веерной отбойке:

а — с расположением камер по простиранию; б — с расположением камер по восстанию; 1 — вентиляционный штрек; 2 — подсечный штрек; 3 — скреперный штрек; 4 — вентиляционный уклон; 5 — подсечный уклон

Перспективными представляются варианты камерно-столбовой системы разработки с расположением камер по простиранию и по восстанию и веерной отбойкой (рис.16).

При расположении камер по простиранию нижняя часть камеры высотой 14–15 м обрушается при помощи полувеера скважин, пробуренных из подсечного штрека. Глубина скважин изменяется в пределах 4,4–16,8 м, число скважин в полувеере 16–19. Верхняя часть камеры высотой 9–12 м разбурируется из вентиляционного штрека полувеером скважин, наклоненным к оси камеры под углом 75°. Глубина скважин изменяется в пределах 4,8–13,0 м. Среднее продвижение забоя за цикл 1,4 м.

При втором варианте нижняя часть камеры высотой 12 м обрушается при помощи вееров скважин, пробуренных из подсечного уклона. Верхняя часть высотой 18 м разбурируется из вентиляционного уклона полувеером скважин, наклоненных к оси камеры под углом 75°. При этом нижние скважины располагаются почти отвесно, а скважины, направленные к целикам, составляют с плоскостями целиков тупые углы, что обеспечивает хорошее оконтуривание камеры. Отбитая руда в камере под действием собственного веса поступает на подсечной горизонт и через выпускные ниши на скреперный штрек. Выход негабарита составляет 12–15%.

На Стебняковских калийных рудниках при разработке мощных кру-

За один взрыв отбивается один ряд скважин. Для бурения шпуров и скважин применяют колушковые электробурь. Достоинством этого варианта камерной системы является простота, универсальность и сравнительно малый объем подготовительных работ. Основным недостатком этого варианта системы является необходимость пребывания рабочих в открытом выработанном пространстве с плохо контролируемым состоянием кровли и применение переносного оборудования.

При веерной отбойке бурение осуществляется электробуром из подсечного уклона. Расстояние между веерами составляет 1,35 м. Расстояние между концами скважин в веере не превышает 2,1 м. За один взрыв отбивается 1 ряд скважин. Основным достоинством этого варианта камерной системы разработки является исключение нахождения рабочих в очистной камере, т.е. повышается безопасность условий труда. Серьезным недостатком данного варианта является большой выход негабарита, который достигает 12–15%.

Параметры буровзрывных работ на Калушских рудниках представлены в табл.21.

Таблица 21

Показатели	Послойная отбойка руды (параллельными скважинами)		Веерная отбойка руды
	Первый слой	Второй слой	
Мощность пласта, м	7–28	7–28	7–28
Площадь забоя, м ²	27	140	140
Применяемое ВВ	Аммонит № 6 ЖВ	Аммонит № 6 ЖВ	Аммонит № 6 ЖВ
Число шпуров в комплекте	24	6	11
Диаметр шпура, мм	42–45	42–45	42–45
Средняя длина шпура, м	4,2	1,8	11,2
Общая длина шпуров в комплекте, м	100,8	108	124,5
К.и.ш.	0,95	0,95	0,95
Средняя масса заряда в шпуре, кг	2,8	14	9,2
Подвижение забоя за цикл, м	4	1,2	1,25
Выход руды за один цикл, т	149	350	350
Расход на 1 т руды:			
ВВ, кг	0,45	0,24	0,24
в том числе — на вторичное дробление	—	0,015	0,03–0,04
шпурометров	0,69	0,34	0,35
Интервал замедления, мс	25	25	25

топадающих пластов применяют отбойку руды глубокими скважинами из подэтажных ортов. Камеры располагают вкрест простирания залежей. Ширина камер 15 м, высота этажа 55–60 м, длина камер равна мощности пласта. После разделки глубокими скважинами вертикальной отрезной щели с подсечного орта бурится верхний полувеер скважин, с промежуточного орта — круговой веер скважин и с вентиляционного — нижний полувеер скважин. Глубина скважин изменяется от 7 до 20 м; п.н.с. от 1,4 до 1,8 м. Расстояние между концами скважин 1,8–2,0 м. Заряды в веере взрываются, как правило, мгновенно. Иногда используют 2 ступени замедления с интервалом 50 мс.

Параметры отбойки крутопадающих залежей
Стебниковского месторождения

Вынимаемая мощность, м.	15-150
Площадь забоя, м ²	710
Применяемое ВВ.	Аммонит № 6 ЖВ
Количество скважин.	60-67
Диаметр скважин, мм.	42-45
Средняя длина скважин, м.	10
Общая длина скважин в комплекте, м.	675
К.и.ш.	0,95
Средняя масса заряда в скважине, кг.	12
Подвигание забоя за одну заходку, м.	1,4
Выход руды за одну заходку, т.	2100
Расход на 1 т руды:	
ВВ, кг.	0,2
в том числе на вторичное дробление.	0,04
шпурометров.	0,32
Интервал замедления, мс.	0;50

При разработке маломощных пластов (до 30 м) внедряется камерная система с отбойкой руды глубокими скважинами из подэтажных штреков, с расположением камер по простиранию пласта. Недостатком системы является большой выход негабарита (14-16%).

Степень дробления руды изменяется с увеличением длины камеры. При отбойке ближайших слоев от отрезной щели выход негабарита, как правило, минимальный. С увеличением длины камеры до 15 м выход негабарита увеличивается и при 20 м достигает своего максимального значения. По хронометражным данным до 30% времени рабочей смены затрачивается на вторичное дробление.

Эти недостатки в значительной мере устраняются при встречной отбойке руды на продольную разрезную щель, при которой используется эффект соударения кусков. Разделка продольной разрезной щели при этом способе начинается от отрезанного восстающего, пройденного по оси камеры у висячего бока пласта. Отбойка руды в щели производится параллельными скважинами, которые бурятся в нисходящем порядке от верхнего орта и восходящем от нижнего орта. Ширина разрезной щели 2 м, длина соответствует мощности пласта. По обе стороны от щели пробуривается 6 пар вееров скважин. Л.н.с. - 1,4 м. Отбойка ведется встречным взрыванием зарядов двух вееров, одной ступенью. При сохранении всех параметров буровзрывных работ расход ВВ на вторичное дробление снижается в 2 раза.

Одним из перспективных путей совершенствования буровзрывных работ при разработке мощных крутопадающих пластов является замена веерной отбойки отбойкой параллельными скважинами с верхней и нижней подсечкой и использованием высокопроизводительного самоходного оборудования.

На соляных рудниках Артемовского, Илецкого и Солотвинского

месторождений отбойка производится только буровзрывным способом. Очистная выемка ведется потолкоуступным забоем с мелкошпуровой отбойкой и магазинированием руды и почвоуступным забоем с мелкошпуровой и скважинной отбойкой.

При потолкоуступной выемке вначале проходят подготовительную выработку по ширине камеры высотой 4 м, затем проходят "подкрышник" (отработка пласта на высоту 10 м с образованием навала соли) и далее отрабатывают камеру на полную высоту. Для создания дополнительной обнаженной плоскости подготовительный забой подрубают врубовой машиной на 1,8 м. Шпуров бурят ручными электросверлами с почвы выработок, с деревянных помостов или с навала взорванной соли. На шахтах № 1 и № 2 им. К.Либкнехта ПО "Артемсоль" в подготовительных забоях бурят 51, в "покрышниках" - 44, в очистных забоях - 158 шпуров.

При почвоуступной выемке на Солотвинском солеруднике в подсежном забое и добычном уступе при бурении уступа сверху пробуривают два ряда нисходящих шпуров, расположенных в шахматном порядке, а с почвы нижележащего слоя в уступе бурят четыре ряда горизонтальных и наклонных шпуров. Всего за один цикл в добычном уступе пробуривают 110 шпуров общей длиной 217 м.

При почвоуступной выемке соли и скважинной отбойке на некоторых рудниках объединения "Артемсоль" в камере мелкошпуровым способом с подрубойкой забоя проходят две подсечки высотой 4,5-7,0 м, а затем скважинными зарядами отбивают основной уступ высотой 25-26 м. Для снижения сейсмического воздействия взрыва на целики и для ликвидации зачистки стен камеры основной уступ перед отбойкой опиливают с двух сторон канатноцепной пилой. Нисходящие скважины диаметром 95-120 мм бурят станками типа БСН 110/25.

Скважинная отбойка является наиболее прогрессивным направлением при разработке каменной соли. Она позволяет использовать самоходные установки для бурения шпуров скважин, экскаваторную погрузку, конвейерный и автомобильный транспорт. В результате существенно возрастает производительность труда.

Технологические схемы, основанные на применении буровзрывных работ с использованием самоходных бурильных установок, погрузочно-доставочных и других машин, получили применение в ФРГ, ГДР, США, Франции, Великобритании, Испании при разработке как пологих, так и крутопадающих калийных и соляных месторождений.

В ГДР при камерной системе разработки в первой стадии подготовки забоя создается врубовая полость: бурильной установкой в центре забоя пробуриваются три скважины диаметром 280 мм, длиной 6 м. После окончания бурения скважин эту установку перегоняют в другой забой, а ее место занимает установка для бурения шпуров диаметром 37 мм, длиной 6 м. На бурение одного шпура глубиной 6 м затрачивается 1,5 мин, на перестановку манипулятора для бурения следующего шпура - 45-60 с. Для зарядки шпуров применяются как патронированные, так и россыпные ВВ. Зарядка шпуров россыпным ВВ осуществляется с помощью доставочно-зарядной машины. Патрон-боевик обычно размещается в середине заряда. Схема

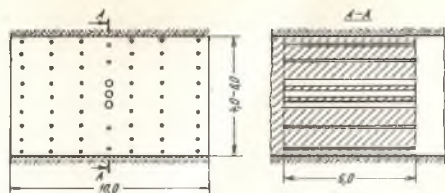


Рис.17. Схема расположения шпуров в забое камеры на руднике им. К.Маркса (ГДР)

расположения шпуров в забое камеры на руднике им.К.Маркса представлена на рис.17. Количество шпуров в забое 48-52. Подвигание забоя за цикл составляет 5,0-5,4 м. Расход ВВ - 550 г/т. При камерно-столбовой системе первоначально производится проходка штрека на ширину 10-12 м, а затем в обратном порядке его расширение до 18 м. Количество шпуров в первой стадии 24, во второй - 48-52. Расход ВВ в среднем составляет 530 г/т.

В ФРГ при камерно-столбовой системе, применяемой при разработке калийных пластов с пологим залеганием, также в первой стадии подготовки забоя создается врубовая полость. Скважины, пробуриваемые в центре забоя (2 скважины - одна над другой) машиной GB-420, имеют диаметр 420-470 мм. Остальные шпуров диаметром 35 мм, длиной 7 м бурятся параллельно скважинам установками фирм "Зальциттер", "Хаусхерр" и др. Бурение производится с применением воздушно-водяной продувки. Зарядка шпуров осуществляется с помощью передвижной доставочно-зарядной машины. За один цикл отбивается 300 т руды.

На калийных рудниках США при камерно-столбовой системе разработки цикл начинается с создания вруба по нижнему контакту по всей ширине выработки на глубину 2,7 м универсальной врубовой машиной фирм "Джой" или "Гудмен". Затем следует бурение шпуров диаметром 36 мм шахтными бурильными установками фирмы "Джой": SD-42, SN-43, SJ-73 с воздушной продувкой. Глубина шпуров 3 м. Расположение шпуров на каждом руднике стандартизировано. Обычно их располагают в 3-5 рядов в зависимости от мощности пласта. Расстояние между шпурами в ряду 1,0-1,2 м. Схема расположения шпуров представлена на рис.18. В качестве ВВ используется смесь AS-DT. Зарядка механизирована. Заряд шпуров содержит 1,8 кг ВВ. За цикл подвигание забоя составляет 2,7 м, отбивается руды 130 т. Расход ВВ на 1 т - 0,34 кг.

На калийном руднике "Боудли" (Великобритания) выемка в камере шириной 6,6 м и высотой 3 м начинается также с создания вруба у почвы пласта на глубину 3,6 м. Забой обуривается шахтной бурильной установкой фирмы "Секома" с одним манипулятором. Паспортом буровзрывных работ предусмотрено бурение 36 шпуров диаметром 42 мм. Общая масса заряда 84 кг. За смену выполняется полный

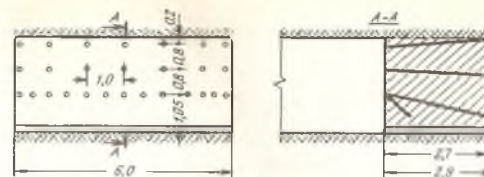


Рис.18. Схема расположения шпуров в забое камеры на рудниках Карлсбадского месторождения (США)

цикл в 5 смежных забоях. Одна врубовая машина делает 5 врубовых щелей, одна бурильная установка обуривает 5 забоев, две погрузочно-доставочных машины осуществляют погрузку взорванной массы.

Во Франции при камерно-столбовой системе, применяемой при разработке силвинитового пласта с углом залегания до 15°, выемку ведут послойно. В первую очередь извлекают два нижних слоя заходки по 8 м. Перед обуриванием забой подрубают универсальной врубовой машиной "Джой" на глубину 2,8 м. Вруб располагают на высоте 80 см от почвы камеры по породному прослойку. Шпуров диаметром 36 мм и глубиной 3 м бурят шахтными бурильными установками фирмы "Джой". В качестве ВВ используют донарит. Число шпуров 11. Выход отбитой руды за цикл 49,1 т. Расход ВВ на 1 т руды - 0,29 кг. После выемки нижних слоев обуривают и взрывают верхние три слоя, одновременно дорабатывают целики на полное сечение или в два приема до размеров 2x2 м. По окончании выемки камеры подработанные целики обуривают и подрывают в целиках посадка кровли. Средний расход ВВ на 1 т руды с учетом обрушения составляет 0,24 кг.

При разработке мощных крутопадающих пластов наиболее часто применяется система разработки с подэтажными штреками и выпуском руды через воронки.

Высокие показатели отбойки были достигнуты на калийном руднике "Ридель" (ФРГ), разрабатывающем залежь на глубине свыше 1000 м. Бурение скважин диаметром 44 мм параллельное либо веерное. Число скважин на комплект 11-12; на заходку (18 ступеней) - 198-204. Л.н.с. 1,3-1,4 м. Выход отбитой горной массы на заходку при параллельном бурении 13 100 т, при веерном - 19 000 т. Удельный расход ВВ (андекс 1) 255-258 г/т.

Аналогичная система разработки применяется в Испании на руднике "Кардона" (Каталонское месторождения). Этаж высотой 100 м делят подэтажными штреками на пять слоев по 20 м. Отбойку уступов ведут в восходящем порядке. Для бурения используют шахтную бурильную установку фирмы "Секома". Скважины располагают в шахматном порядке. Расстояние между скважинами в ряду 1,5 м. Шаг обуривания 0,7 м. Для отбойки используют ВВ, аналогичное донариту 1 и аммонгелиту 3. Для уменьшения сейсмического эффекта применяют детонаторы с полусекундным замедлением. Выход руды за цикл 1000-1500 т.

Таблица 22

Страна	Показатели буроварывной отбойки					
	Выход руды за цикл, т	Подвигание забоя за цикл, м	К.п.ш.	Расход ВВ, кг/т	Расход на 1 м шпурометров	Выход руды с одного шпурометра, т
СССР (Верхнекамские рудники)	200	2,0	0,80	0,405	0,81	1,23
	130	2,7	0,93	0,340	0,53	1,88
	260-300	5,0-5,4	0,84-0,90	0,550	0,97	1,04
СССР (Верхнекамские рудники) Франция	300	2,5	0,72	0,270	0,60	1,67
	210	8,0	0,93	0,150	0,32	2,86
СССР (Верхнекамские рудники)	1200-1600	7,2	0,95	0,350	0,38	2,65
	13 100	23,4	Н.д.	0,255	0,21	4,80
ФРГ Испания	1000-1500	0,7	Н.д.	Н.д.	0,32	3,13
	2100	1,4	0,95	0,200	0,32	3,13
ФРГ	19 000	0,8	Н.д.	0,258	0,212	4,70

Шпуровая отбойка сплошным лабом

Шпуровая последняя отбойка

Шпуровая верхняя отбойка

Скважинная отбойка с параллельным расположением скважин

Скважинная отбойка с вращением скважин

6421

6421

Сравнительные показатели буроварывной отбойки на калийных рудниках СССР и ряда зарубежных стран приведены в табл.22.

Каменную соль за рубежом разрабатывают в основном камерно-столбовой системой. Ниже приводится ряд технологических схем.

На солеруднике "Джефферсон-Айленд" (штат Луизиана, США) выемку камер высотой 30 м и шириной 20 м производят в две стадии. Сначала мелкошпуровым способом проходят верхнюю подсечку высотой 7,5 м, затем скважинами отбивают нижний уступ 18 м. В забое подсечки пробуривают 82 горизонтальных шпура диаметром 48 мм и глубиной 3 м. Для отбойки нижнего уступа бурят вертикальные скважины глубиной до 18 м. Для бурения используют сверла фирмы "Гарднер Донвер" с пневматическим приводом.

На руднике "Ретсоф" (штат Нью-Йорк, США) разрабатывается пласт каменной соли камерами высотой 2,5-3,0 м и шириной 17-20 м. В забое бурятся 4 ряда шпуров в количестве 64. Верхний ряд у кровли с небольшим наклоном шпуров вверх; нижний на высоте 1,2-1,5 м от почвы с наклоном вниз. Глубина шпуров - 3,65 м.

На соляном руднике "Годериче" (штат Онтарио, США) в камере высотой 5 м и шириной 12 м забой подрубается на глубину 3 м врубовой машиной "Джой" и обуривается сверлом, смонтированным на врубовой машине, на эту же глубину. Число шпуров в забое 36.

На руднике соляной компании "Мортон" (США) уступ соли шириной 15 м и высотой 10 м перед бурением подрубает на глубину 2,7 м. Вместо ранее буримых 120 горизонтальных шпуров теперь бурят 7 вертикальных скважин глубиной 10 м и диаметром 50,8 мм и затрачивают лишь 60% первоначального расхода ВВ.

Солерудником "Медоубэнс" (Великобритания) разрабатывается пласт каменной соли мощностью 24-26 м. Отрабатывается нижняя часть пласта. Высота камер 6 м, ширина 15 м. Отбойка шпуровая, длина шпуров 3 м.

На соляном руднике "Борт" (ФРГ) отбойку соли производят скважинами диаметром 60 мм и глубиной до 16 м. В качестве ВВ используется андекс I, а для боевиков - донарит I.

Современный опыт буроварывной отбойки свидетельствует о том, что наиболее характерные пути ее совершенствования - это применение самоходного бурового оборудования и использование непатронированных типов ВВ, позволяющих легко механизировать его доставку и зарядку скважин.

§ 2. Механические способы отбойки соляных пород

Основным способом добычи калийных руд в СССР и за рубежом является механический с использованием комбайнов. В зависимости от системы разработки применяют комбайны фронтального или флангового действия.

Все применяемые комбайны фронтального действия (проходческо-очистные) по типу главного исполнительного органа подразделяются на четыре группы: с буровым, планетарно-дисковым, барабанным и стреловидным исполнительным органом. По характеру подачи на забой

первые две группы комбайнов являются машинами непрерывного действия, третья и четвертая – машинами периодического действия. По принципу разрушения массива буровые комбайны подразделяют на машины сплошного резания и машины, использующие комбинацию резания со сколом (буроскальвающие).

На калийных месторождениях США и Канады, богатые сильвиниты которых отличаются крупнокристаллическим строением, хрупкостью и относительно малой прочностью, исключительное применение получила буроскальвающая схема разрушения. Мелкозернистые сильвиниты отечественных месторождений обладают большей вязкостью, прочностью и повышенной сопротивляемостью резанию. Использование буроскальвающей схемы в этих условиях сопровождалось неустойчивой работой машин, скачкообразным характером нагрузок и частыми опрокидываниями электродвигателей буров, ограниченными скоростями подачи. С переходом к сплошному резанию нагрузки стабилизировались, удельная энергоёмкость разрушения снизилась на 20%, при номинальной нагрузке электродвигателей возросли техническая производительность и скорость подачи комбайнов. В настоящее время исполнительные органы всех отечественных машин выполнены по схеме сплошного резания.

Комбайны с буровым исполнительным органом. Особенности конструкции комбайнов этого типа могут быть рассмотрены на примере отечественного комбайна ПК-10 (рис.19).

Главный исполнительный орган комбайна представлен буром с забурником и крестовиной, которые вращаются в противоположных направлениях от двух кинематически связанных электродвигателей. Этим компенсируется реакция забоя и обеспечивается устойчивое положение комбайна в выработке. На крестовине и буре установлены кулаки с конусными отверстиями, в которые вставляются резы. При подаче комбайна на забой и вращении бура и крестовины резы отбивают от массива руду, которая ссыпается на почву камеры и зачерпывается ковшами, закрепленными на крестовине. Ковши поднимаются и разгружаются на ленточный конвейер.

Оконтурирующие резы, установленные на наружных поверхностях ковшей и на крайних кулаках крестовины, исключают опасность заклинивания комбайна в камере при его поворотах. Бермовые фрезы и отрезные барабаны, оснащенные резами, обрабатывают нижнюю часть камеры.

Исполнительный орган огражден шитом, в верхней части которого имеется окно для разгрузки руды из ковшей на ленточный конвейер. Комбайн на гусеничном ходу; каждая гусеничная тележка имеет независимый привод. Исполнительный орган и конвейер соединяются с ходовой частью комбайна двумя цапфами и двумя гидродомкратами, что обеспечивает управление движением комбайна в вертикальной плоскости.

В настоящее время выпускается (Ясиноватским машиностроительным заводом) модифицированная конструкция комбайна ПК-8М. В зарубежных комбайнах такого типа, например 1012 ASD (США), исполнительные органы – только буроскальвающего типа (рис.20). При вращении буров резы прорезают в массиве узкие концентрические

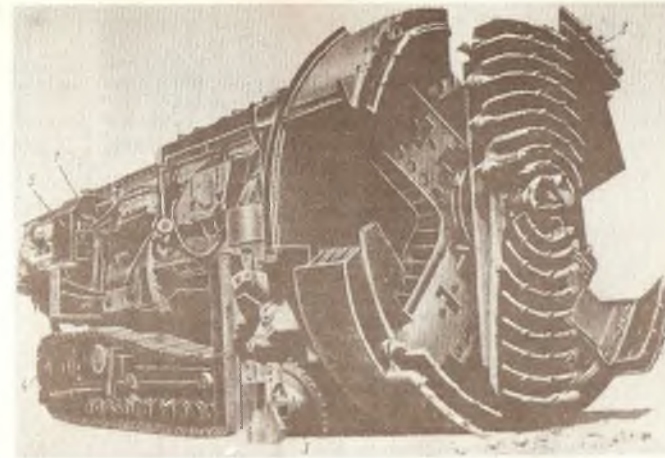


Рис.19. Комбайн ПК-8:

1 – привод исполнительного органа; 2 – исполнительный орган; 3 – бермовые фрезы; 4 – гусеничная ходовая часть; 5 – магнитная станция

щели глубиной = 300 мм и шириной около 100 мм. Образующиеся между щелями целики шириной до 250 мм разрушаются специальными скальвателями, выполненными в виде приливов или вращающихся конусов. Комбайны оборудуются двумя бурами, в отдельных случаях (комбайн 780 АW-4) – четырьмя. Буры, как правило, трехлучевые с гидравлической раздвижкой лучей, обеспечивающей бесступенчатое изменение поперечного сечения выработки и быстрый перевод исполнительного органа из рабочего в транспортное положение и обратно. Бермовые фрезы не используются; почву и кровлю выработки обычно оформляют режущие цепи, кинематически связанные с главным исполнительным органом. Для оформления кровли иногда применяют барабаны малого диаметра (режущие штанги). Для всех зарубежных комбайнов бурового типа характерны более мощный, чем у отечественных, привод и повышенное напряжение питающего тока – 4160 В при его частоте 60 Гц, обеспечивающие более высокую техническую производительность машин и возможность отработки камер длиной до 1200 м (общее расстояние от трансформатора до комбайна может составлять 2000–2300 м при падении напряжения, не превышающем допустимой величины).

Проходческо-очистные комбайны с планетарно-дисковым исполнительным органом.

Комбайн этого типа "Урал 20КС" (рис.21) состоит из следующих

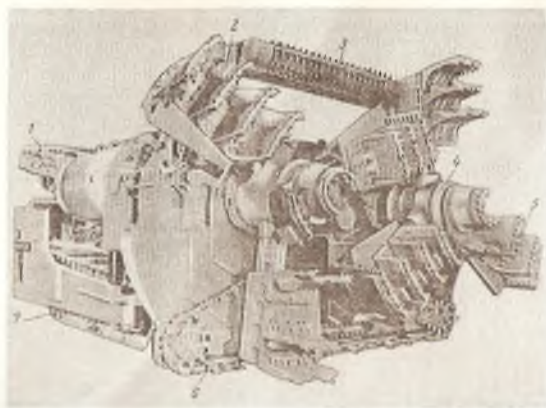


Рис.20. Комбайн 1012 ACD:

1 - конвейер; 2 - скалыватель; 3 - барабан; 4 - бур; 5 - резец;
6 - режущая цепь; 7 - гусеничная ходовая часть

основных узлов: исполнительных органов, гусеничной ходовой части, грузчика; насосной станции, гидросистемы, электрической части и системы пылеподавления.

Исполнительные органы представлены двумя главными, верхним отбойным устройством и бермовыми фрезами. На каждом главном исполнительном органе планетарно-дискового типа размещены два режущих и два фрезерных диска забурника. Диски вращаются вокруг собственных осей и участвуют в переносном вращении относительно оси всего исполнительного органа. Диски оснащены резацами. Правый и левый главные исполнительные органы вращаются навстречу друг другу; они образуют частично перекрывающиеся забои круглого сечения и подгребают отбитую руду к оси выработки.

Бермовые фрезы оформляют почву выработки и загружают руду на конвейер. Они состоят из четырех шнеков и двух отрезных дисков. Верхнее отбойное устройство оформляет кровлю выработки, разрушая целик, остающийся между забоями главных исполнительных органов. Положение отбойного устройства по высоте при переходе от одного сечения к другому регулируется гидроцилиндром. Зона действия исполнительных органов перекрыта щитом, изготовленным из металлических листов, футерованных по краям щита транспортной лентой. Щит снабжен окнами для ремонта, осмотра и обслуживания исполнительных органов.

Правая и левая гусеничные тележки крепятся к средней раме комбайна на четырех цапфах. Тележки состоят из сварной рамы, на кото-

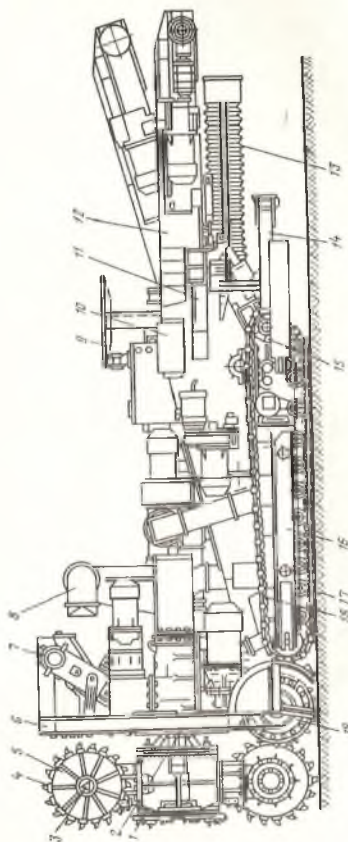


Рис.21. Общий вид комбайна "Урал 20КС":

1 - исполнительный орган; 2 - ось вращения всего исполнительного органа; 3 - ось вращения режущего диска; 4 - резец; 5 - режущий диск; 6 - щит ограждения; 7 - верхний отбойный орган; 8 - вентилятор пылеотсасывающей системы; 9 - защитный щит; 10 - пульт управления гидросистемой; 11 - пульт управления гидросистемой; 12 - грузчик; 13 - "гармошка", трубы пылеотсасывающей системы; 14 - сцепка; 15 - приводная звездочка; 16 - рама гусеничной тележки; 17 - опорные цапфы; 18 - гусеничная ходовая часть; 19 - бермовая фреза

рой устанавливаются опорные катки и натяжное устройство траковой цепи. Руда от исполнительных органов передается к доставочным машинам скребковым одноцепным конвейером с регулируемой по высоте и изгибающейся в горизонтальной плоскости хвостовой частью.

На рабочем месте машиниста комбайна, защищенном от кусков породы шитом, размещены пульты управления электро- и гидросистемой комбайна.

Пылеотсасывающая система состоит из двух вентиляторов производительностью 160 м³/мин и системы воздухопроводов. Вентиляторы отсасывают запыленный воздух из-за шита и из короба по контуру шита и подают его в выработанное пространство по системе гибких труб. Через каждые 20 м на комбайне наращивается вентиляционная труба в виде "гармошки". Спелка служит для присоединения бункера-перегрузача. Электроэнергия к комбайну подводится от двух магнитных пускателей, размещенных на штреке за пределами отработываемой камеры, по двум гибким кабелям.

Комбайны барабанного типа. Примером такого типа комбайнов может служить комбайн фирмы "Хелимайнер" типа 120 HR (США), который оборудован одним исполнительным органом — режущим барабаном, установленным на подвижной рукояти. Комбайн относится к машинам периодического действия с упрощенным рабочим циклом. Цикл включает подъем барабана в крайнее верхнее положение, зарубку на глубину 0,6 диаметра барабана с подачей комбайна вперед, разрушение массива опусканием барабана сверху вниз при фиксированном положении комбайна и движение комбайна назад для выравнивания почвы. Вращение барабану передается от двух электродвигателей через систему карданов и редукторов режущими цепями. Качание исполнительного органа обеспечивается двумя гидродомкратами. Для отгрузки руды из забоя служат питатель с нагревающими лапами и скребковый конвейер с подъемно-поворотной консолью. Комбайн оборудован двумя симметрично расположенными упорами с гидравлическим приводом, обеспечивающими устойчивость машины в вертикальной плоскости при работе на полное сечение. Привод всех узлов комбайна осуществлен от двух электродвигателей таким образом, что вся установленная мощность машины (2 × 205 кВт) может быть реализована на исполнительном органе.

Комбайны со стреловидным исполнительным органом. Принципиальная схема комбайнов такого типа представлена на рис. 22.

Комбайн оборудован конической коронкой диаметром до 1050 мм, установленной на подвижной рукояти. Рабочий цикл включает зарубку — внедрение коронки на глубину 500–700 мм и обработку забоя последовательными перемещениями коронки в горизонтальной и вертикальной плоскостях при помощи системы гидродомкратов. Комбайн оснащен питателем с нагревающими лапами, скребковым конвейером с подъемно-поворотной консолью, гусеничной ходовой частью и гидродомкратами распора для обеспечения поперечной устойчивости комбайна.

Новый комбайн ПКЦ с исполнительным органом в виде подвижной стрелы с поперечно расположенным режущим барабаном предназначен

80

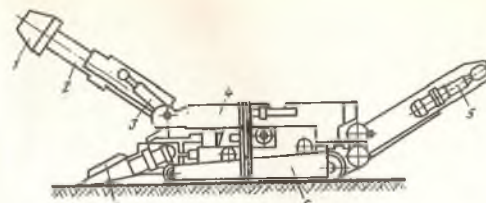


Рис. 22. Принципиальная схема комбайна со стреловидным исполнительным органом:

1 — коронка; 2 — рукоять; 3 — гидродомкрат подъема рукояти; 4 — поворотная рама; 5 — конвейер-перегрузач; 6 — гусеничная ходовая часть; 7 — конвейер с нагревающими лапами

для выемки пластов переменной мощности с неустойчивой кровлей. Способ выемки этим комбайном, предложенный ВНИИГом, заключается в отработке очистных камер двухслойными заходками при восходящем порядке отработки слоев, причем верхний — предохранительный слой извлекают в отступающем порядке при обратном ходе комбайна (рис. 23).

Главное отличие и преимущество такого способа состоит в том, что при выемке верхнего слоя камеры погрузо-доставочные средства и обслуживающий персонал комбайнового комплекса располагаются под прикрытием предохранительного целика (верхнего слоя) вне выработанного пространства заходки.

Высота каждой двухслойной заходки выбирается не более выемочной мощности комбайна, а мощность временно оставляемого верхнего слоя — такой, чтобы обеспечивалась его устойчивость.

Для выемки верхнего слоя производится разворот стрелы исполнительного органа с помощью специального подъемно-поворотного опорного узла назад на 180°. При этом в выработанном пространстве заходки остается только часть комбайна, перекрываемая сверху стрелой, для которой не опасны возможные отслоения пород из кровли очистной камеры.

Задача безопасной отработки пластов с неустойчивой кровлей при работе комбайна по челночной схеме решена включением в конструкцию комбайна оригинального подъемно-поворотного опорного узла стрелы и приемного бункера.

Выемка комбайном пластов средней мощности (от 1,8 до 3,7 м) осуществляется при прямом ходе комбайна обычным способом по односторонней схеме работы в один слой.

Для разработки пластов большей мощности (свыше 4 м), в том числе с неустойчивой кровлей, применяется выемка в два слоя, причем принцип отбойки исполнительным органом при обратном ходе комбайна такой же, как и при прямом, т.е. вначале производится зарубка, но уже на высоту двухслойной заходки с помощью подачи комбайна на забой, а затем осуществляется рабочее качание стрелы вниз

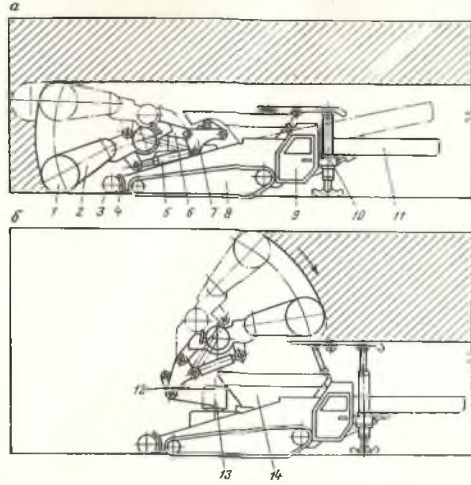


Рис.23. Конструктивная схема комбайна ПКЦ:
 а - положение комбайна при выемке прямым ходом; б - положение комбайна при выемке обратном ходом; 1 - режущий барабан; 2 - стрела; 3 - шнековый питатель; 4 - поворотный лемех; 5 - гидроцилиндры подъема стрелы; 6 - узел крепления стрелы; 7 - плита крепления стрелы; 8 - ходовая часть; 9 - герметичная кабина; 10 - распорное устройство; 11 - конвейер-перегрузатель; 12 - гидроцилиндры поворота плиты; 13 - поворотная рама; 14 - приемный бункер

по мощности верхнего слоя (предохранительного целика). При этом поток отбитой руды попадает в приемный бункер комбайна, откуда скребковым конвейером подается в бункер-перегрузатель.

Распорное устройство при отбойке руды обратным ходом обеспечивает необходимую устойчивость комбайна при рабочем качании стрелы и устраняет при этом возможность отслоения (или отлома) крупных кусков руды при подходе режущего барабана к кровле подсечной выработки.

Технические характеристики отечественных и зарубежных проходческо-очистных комбайнов приведены в табл.23.

Комбайны непрерывного действия с буровым или планетарно-дисковым исполнительными органами применяют только при камерной системе разработки. Ограниченная маневренность и большие радиусы поворота машины практически исключают возможность их использования в условиях камерно-столбовой системы разработки, так как при прохождении образуются значительные по площади опасные обнажения кровли.

Наиболее распространенным технологическим вариантом является

Таблица 23

Показатели	Бурсыказавала				Буршавина				Планетарно-дисковые				
	ПК-ВМ (СССР)	"Трумин" (США)	780 AW 911	"Мариэт" (США) 1012 AS7 780 AW-4	"Маркет" (США) 3080/HP	"Маслин" (США) 120 HP	ПКЦ* (СССР)	"Урал" "ЮКС" (СССР)	"Урал" "ЮКС" (СССР)	ПКЦ-2 (СССР)			
Производительность по слою, т/час	4,0	2,5	7,3	Н.д.	9,0	13,6	15	3,1	3,5	3,5	4,6	1,04	
Размеры рабочего слоя, м	8,0-9,0	7,8-8,6	Н.д.	5,3-10,0	15,0-19,4	15,0-17,8	14,8-17,8	5,5-8,2	7,5-10,2	6,1-13,0	7,8-10,2	13,0-20,0	9,4-24,0
Ширина, м	3,0-3,2	3,8-4,0	5,6	3,8-4,2	5,4-9	5,5-6,1	7,5-7,8	3,35	3,3	3,5	3,8-4,3	5,0-5,1	3,6-6,0
Высота, м	3,0-3,2	2,1-2,3	3,4	2,1-2,4	2,7-3,35	3,0-3,7	2,1-2,4	1,65-2,44	1,8-3,1	2,1-3,7	2,1-2,6	2,8-3,4	2,6-4,0
Скорость движения комбайна, м/сек:	0-20	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	0-28	0-1,8	1,2-2,4	0-1,3	0,20	2,0
Рабочая мощность двигателя, кВт	120	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	3078	Н.д.	Н.д.	153	120	2000
Радиус поворота, м	9500	8000	10 800	9800	Н.д.	12 400	11 800	10 139	10 400	11 500	12 180	10 800	2000
Ширина лавы, м	3500	2750	Н.д.	2840	Н.д.	4200	6280	Н.д.	2400	2400	2310	3110	8200
Общая мощность двигателя, кВт	3500	1630	3336	1950	Н.д.	2800	2000	1380	1524	2000	1700	2400	2400
Угловая скорость вращения, об/мин	356	372	895	551,4	880	1118	1400	463	410	353	420	520	179
Мощность исполнительного органа, кВт	200	350	700	2*220,8	Н.д.	880	1200	288	410	220	2*125	2*150	105
Напряжение, В	660	1000	4160	4160	4160	4160	4160	440	4160	660	660	660	660
Масса, т	63	47	118	74	160	186	230	50	59	49	59,3	70	85

* Опытные образцы.

камерная система с жесткими целиками (СССР, США, Канада). Однако при наличии верхнего отбойного устройства, обеспечивающего оперативное уменьшение высоты комбайна, эти машины позволяют в благоприятных гидрогеологических условиях успешно реализовать и варианты с податливыми целиками.

Для машин с буровым и планетарно-дисковым исполнительными органами характерны ограниченные пределы регулирования высоты сечения: одновременное изменение его размеров как по высоте, так и по ширине и ступенчатый характер регулировки. При отработке пластов переменной мощности это ведет к дополнительным потерям руды или вынуждает применять малоэффективную (из-за потерь производительности) послонную выемку. Отработка сближенных пластов осложняется в связи с необходимостью обеспечения соосности камер в условиях различных параметров сечения по каждому из пластов. Закономерным итогом узкого диапазона изменения высоты сечения является максимально необходимое количество типоразмеров комбайнов. Так, например, характерный для калийных месторождений СССР диапазон средних мощностей пластов 2–6 м требует использования комбайнов, по крайней мере, 12–14 типоразмеров при сравнительно невысокой потребности в каждом из них – около 10–15 машин в год. Одновременная обработка всей площади сечения принципиально исключает раздельную (селективную) выемку даже в благоприятных в этом отношении горно-геологических условиях.

Областью применения комбайнов с буровым и планетарно-дисковым исполнительными органами являются очистные и подготовительные работы на выдержанных по мощности пластах со слабо выраженной складчатостью при камерной системе разработки с прямолинейными одноходовыми камерами в один слой или многоходовой и послонной выемкой при условии кратности ширины и высоты камер ширине и высоте сечения жода.

Комбайны барабанного типа используют при камерной, камерно-столбовой и сплошной (вариант – "короткие лавы") системах разработки. Универсальность этих машин в отношении возможных технологических схем позволяет реализовать рациональный в горно-геологических условиях данного участка вариант выемки и легко без дополнительных капитальных затрат и замены оборудования перейти к новому в случае изменения этих условий.

Накопленный опыт применения комбайнов барабанного типа на пластах сложного строения и залегания пока еще недостаточен, однако широкие пределы плавного регулирования (до 1,8 м) и оперативность изменения высоты сечения позволяют ожидать, что эти машины будут столь же универсальны на пластах переменной мощности со сложной гипсометрией, обеспечивая минимальный уровень внутрикамерных потерь и наилучшее качество руды.

Дополнительным источником улучшения качества руды является потенциальная возможность селективной выемки, заложенная в конструкции машин с барабанным и стреловидным исполнительными органами. Опытные работы по раздельной выемке такими комбайнами пластов Старобинского месторождения калийных солей с четко выра-

женным чередованием сильвинитовых и галитовых слоев средней мощностью 0,8 м показали, что содержание КС1 в руде возрастает соответственно до 28–29 и 32–38% по сравнению с 25% при валовой выемке.

Положительными качествами этих машин являются максимальная серийность (2–3 типоразмера для диапазона мощностей пластов 2–6 м), независимое изменение ширины и высоты сечения, обеспечивающее широкое варьирование параметров системы разработки, и переменная форма сечения в случае стреловидного исполнительного органа. Последнее имеет особое значение при ведении всякого рода подготовительных работ.

Основной недостаток машин с барабанным и особенно со стреловидным исполнительными органами – меньшая по сравнению с ранее рассмотренными комбайнами техническая производительность из-за ограниченного количества двигателей в приводе и холостых перемещений исполнительного органа.

Определенные ограничения на мощность привода исполнительного органа налагает также вероятная потеря устойчивости машины. Наиболее существенно это ограничение для машин со стреловидным исполнительным органом в связи с наличием его боковых перемещений.

Плоский верхний контур сечения у машин барабанного типа создает определенные трудности или вообще не позволяет применять их на пластах с неустойчивыми породами в кровле. Однако при специальном конструктивном исполнении комбайна ПКЦ принципиально возможна отработка таких пластов в две стадии. Комбайны с барабанным исполнительным органом – универсальные машины, область применения которых являются очистные и подготовительные работы, в особенности на пластах переменной мощности со сложной гипсометрией, при наличии нарушений и замещений, в условиях, допускающих применение камерной, камерно-столбовой или сплошной систем разработки, в том числе с многоходовой и послонной, валовой и селективной выемкой, с возможным широким диапазоном технологических вариантов и параметров системы.

Комбайны со стреловидным исполнительным органом целесообразно применять в период строительства и эксплуатации рудников для выполнения всякого рода вспомогательных работ (проходка сбоек, камер разворота, камер спецназначения и т.п.).

Определение границ области применения различных комбайнов – экономическая задача, решаемая отдельно для каждого конкретного случая; сводные качественные данные о возможностях комбайнов представлены в табл. 24.

Основным преимуществом комбайнов является высокая производительность. Однако максимальная производительность может быть реализована только при работе полным сечением и на пластах со слабо выраженной складчатостью (месторождения США и Канады, Старобинское, отдельные участки Верхнекамского). При работе неполным сечением производительность комбайна снижается пропорционально площади сечения. Для комбайнов типа ПК-8 коэффициент использования сечения должен быть не ниже 0,81, в противном случае не будет окупаться машины в нормативные сроки.

Таблица 24

Факторы, ограничивающие область применения комбайнов	Тип исполнительного органа комбайна			
	Буровой	Планетарно-дисковый	Барабанный	Стреловидный
Система разработки:				
камерная	+	+	+	+
камерно-столбовая	-	-	+	+
с обрушением кровли	-	-	+	-
Вид выемки:				
валовая	+	+	+	+
селективная	-	-	+	+
Форма сечения выработки:				
арочная	+	+	-	+
овальная	+	+	-	+
прямоугольная	-	-	+	+
трапециевидная	-	-	+	+
Регулирование по мощности пласта:				
в широких пределах	-	-	+	+
в узких пределах	+	+	-	-
плавно	-	-	+	+
ступенчато	+	+	-	-
Производительность:				
максимальная	+	+	-	-
минимальная	-	-	-	+
средняя	-	-	+	-
Потери и разубоживание:				
минимальные	-	-	+	+
максимальные	+	+	-	-
Количество типоразмеров:				
минимальное	-	-	+	+
максимальное	+	+	-	-

Примечание. "+" - рекомендуемый, "-" - не рекомендуемый тип исполнительного органа комбайна.

Производительность комбайнов падает при работе как на уклонах, так и на подъемах. В первом случае это происходит из-за недостаточно активной отгрузки руды из забоя, осуществляемой исполнитель-

ными органами, во втором - из-за снижения напорного усилия на забой. При углах наклона $\pm 12^\circ$ производительность комбайна ПК-8 составляет 0,5-0,8 от номинальной.

Арочная или овальная формы поперечного сечения обеспечивают хорошую устойчивость выработок, особенно при наличии слабых пород в кровле, однако при такой форме возрастают потери руды (в углах описанного прямоугольника). Для комбайнов типа ПК-8, "Урал 20КС" они составляют 30% всех внутрикамерных потерь.

Гусеничная ходовая часть позволяет эксплуатировать комбайны при углах наклона до 12° и преодолевать складки, параметры которых (длина - L , м и высота - H , м) равны:
для комбайна "Урал 20КС" $L = 10H + 1,2$; $H \geq 1,3$;
для комбайна "Урал 10КС" $L = 10H + 4,0$; $H \geq 0,5$.

При более мелкой складчатости маневренность комбайнов оказывается недостаточной. Связанные с этим потери руды для комбайнов типа ПК-8, "Урал 20КС" в условиях Верхнекамского месторождения достигают 7-12% от запасов руды в камере, а разубоживание в результате прирезки густых пород - 4-12%.

Указозахватные комбайны флангового действия используют для отбойки сильвинита в длинных очистных забоях. Находят применение как очистные угольные комбайны, так и комбайны, специально предназначенные для отбойки сильвинита.

В связи с тем, что энергоемкость разрушения сильвинита в 3-4 раза выше, чем угля, мощность двигателей угольных комбайнов оказывается недостаточной [27]. Поэтому угольные комбайны постепенно вытесняются специальными. В настоящее время на отечественных калийных рудниках применяют угольные комбайны с несколько измененной конструкцией, а также специальные комбайны, например EW-170L (ФРГ).

Техническая характеристика применяемых комбайнов приведена в табл.25.

§ 3. Погрузка и доставка руды

При механизированной добыче солей с помощью комбайнов сам комбайн или в сочетании с дополнительными устройствами производит погрузку отбитого полезного ископаемого в транспортные средства.

При отбойке пород с помощью буроварывных работ отбитую соль грузят, применяя погрузочно-доставочные машины, скреперные лебедки, экскаваторы, погрузочные машины.

Доставку отбитой соли в пределах участка (блока, камеры) осуществляют, применяя самоходные вагоны, погрузочно-доставочные машины, конвейеры, автосамосвалы и автомотовозы.

Для доставки отбитой руды на калийных рудниках в настоящее время наиболее широко применяются самоходные вагоны.

Доставка самоходными вагонами (рис.24) применяется при пологом и горизонтальном залегании пластов. Основными преимуществами самоходных вагонов являются мобильность и маневренность. Эти ка-

Таблица 25

Показатели	Техническая характеристика комбайнов для длинных очистных забоев			
	МК-67	1ГШ-68	КШ-3М	EW-170 L (ФРГ)
Вынимаемая мощность пласта, м	0,7-1,0	1,25-2,50	1,8-3,3	0,85-1,35
Производительность (расчетная), т/мин	До 3,7	5,5-8,0	До 8,0	По сильвиниту 2,5
Схема работы	Уакозахватная, челноковая с самоходной с подготовкой или	Челноковая с самозахватной	Челноковая или односторонняя с самоходной с подготовкой	Челноковая с самоходной с подготовкой
Исполнительный орган	Барбанный с вертикальной осью	Шнековый	Шнековый	Шнековый
тип захват, мм	800	630; 600	500; 630	625
Скорость подачи, м/мин	0-0,6	0-4,4	0-4,4	4,5-9,0
Электродвигатель:				
тип	ЭДКО4-75У5	ЭКВ-4У	1ЭДКО-5Р	1МР 2 S 209
длительная мощность, кВт	75	250	210	170
напряжение, В	660	660	660	660
Габариты, мм:				
длина	6180	8400; 8060	7730	6588
ширина	1028	1006	850	1879
высота корпуса в зоне крети	520; 625	835; 900	1580; 1720	765
Масса, т	9,0; 9,4	15,9; 17,2	24,0	10,9

6421



Рис.24. Самоходный вагон серии ВС

чества обеспечивают высокую производительность доставки при работе в стесненных условиях и на криволинейных трассах, универсальность в отношении возможных систем разработки и технологических схем выемки.

На калийных рудниках СССР объем доставки самоходными вагонами за период 1966 - 1975 гг. увеличился почти в 40 раз и достиг 60% общей добычи; среднемесячная и максимальная производительность одного вагона на очистных работах составили в 1975 г. 20 и 30 тыс.т.

В настоящее время применяются самоходные вагоны серии ВС. Ниже дается техническая характеристика вагона 5BC15M этой серии, выпускаемого отечественной промышленностью.

Техническая характеристика самоходного вагона 5BC15M

Грузоподъемность, т.	15
Наибольшая скорость передвижения на горизонтальном участке пути, км/ч:	
с грузом	8
без груза	9
Емкость кабельного барабана, м.	212
Наибольший уклон, преодолеваемый груженым вагоном, градус	15
Высота разгрузки, мм.	430-1400
Радиус поворота по наружному габариту, мм.	8500
Дорожный просвет, мм.	220
Габариты, мм:	
длина	8200
ширина	2500
высота (без дополнительных бортов).	1450
Масса, т.	16
Напряжение, В.	660
Общая установленная мощность, кВт.	127

Таблица 26

Тип вагона	Типы и модели самоходных вагонов				
	10 SC				
	22	24	25	26	27
Модель					
Емкость кузова, м ³	3,96-3,48	5,72-6,99	5,47-6,99	5,72-6,99	6,99-8,49
Скорость движения, км/ч:					
без груза	8,05	6,5	6,5	7,5	7,3
с грузом	7,2	5,9	5,9	5,9	5,9
Габариты, мм:					
длина	8072	8098	8098	8098	8098
ширина	2438-3048	2489	2794; 2819	2489	2794
высота	1016-1270	1118-1245	1016-1118	1118-1245	1118-1245
Масса, т	14,5-15,2	13,0-13,5	13,3-14,1	14,5-15,0	15,8-16,6
Скорость движения цепи скребкового конвейера, м/с	0,6	0,6; 0,3	0,6; 0,3	0,6; 0,3	0,6; 0,3
Общая установленная мощность, кВт:					
при переменном токе	55,5	59,0	59,0	96,0	96,0
при постоянном токе	52	41	41	41	74

В табл.26 приведены технические данные самоходных вагонов фирмы "Джой" (США).

Вагоны применяют в комплексе с проходческо-очистными комбайнами при машинной выемке в условиях камерной системы разработки. Руду в вагоны загружают преимущественно из бункера-перегрузателя, используемого для промежуточной бункеризации горной массы, и непосредственно комбайном. Разгрузка вагонов осуществляется на скребковые и ленточные конвейеры и в рудоспуски.

На калийных рудниках СССР для доставки руды в пределах камер используют, как правило, один вагон, работающий по челноковой схеме, поскольку ограниченная ширина камер (3-5 м) пока исключает одновременное и независимое движение нескольких вагонов. В отдельных случаях применяют два вагона, но с организацией разминок

фирмы "Джой" (США)

18 SC						21 SC	
5	6	7	9	10	13	A	B
4,1	4,67	3,54	3,4	4,1	5,38	3-4,28	3,96-5,38
8,35	8,35	6,9	6,9	6,9	8,35	8,05	8,08
7,7	7,7	5,4	5,4	5,4	7,7	7,2	7,2
8382	8382	8230	8047	8047	8382	7620	7620
2718	2921	3200	2857	3212	2870	2692-3200	2642-3048
813	813	635	686	686	813	711	864
10,6-	11,1-	10,4-	9,9-	10,6-	12,1-	9,5-	9,9-
11,3	11,7	10,6	10,1	10,9	12,5	9,9	10,4
0,6; 0,3	0,6; 0,3	0,6; 0,3	0,6; 0,3	0,6; 0,3	0,6; 0,3	0,6	0,66
59,0	59,0	42,5	42,5	42,5	59,0	48,0	55,5-70,0
74	41	35	35	35	41	44	52-67

или перегрузки руды из вагона в вагон. На рудниках США и Канады ширина камер по условиям устойчивости кровли составляет 6 м и более. Это позволяет вводить в состав комплекса несколько самоходных вагонов и обеспечивать тем самым высокий коэффициент использования выемочных и погрузочных машин. Еще большие возможности в этом отношении открывает камерно-столбовая система разработки, позволяющая организовать движение по петлевой схеме.

Доставка несколькими вагонами при прямой погрузке требует значительных капитальных и эксплуатационных расходов и принципиально не устраняет простои комбайнов. Эффективность работы вагонов повышают, используя промежуточную бункеризацию горной массы.

Производительность доставочного комплекса, включающего самоходный вагон и бункер-перегрузатель, определяется параметрами этих машин и расстоянием доставки. Наибольшая производительность дости-

гается при малых расстояниях, когда вагон успеваеt вернуться до окончания очередной загрузки бункера-перегрузателя. При большом расстоянии доставки он будет заполнен еще до возвращения вагона, т.е. неизбежны простои комбайна в ожидании вагона. Расстояние доставки, при превышении которого появляются простои в ожидании вагона, называется критическим $L_{кр}$. Оно определяется технологическими параметрами данного комплекса в конкретных горно-геологических условиях и характеризует зону максимальной технической производительности комплекса.

Различают техническую производительность комплекса (Q_T) и техническую средневзвешенную производительность (Q_T^{CB}) по всему этапу отработки камеры данной длины (L). Техническая производительность определяет эксплуатационные показатели работы комплекса при данном расстоянии доставки и мгновенных значениях грузопотоков. Величина средневзвешенной производительности учитывает все особенности работы оборудования и позволяет установить общие эксплуатационные показатели за весь период отработки камеры.

При расчете эксплуатационных показателей [28] исходными параметрами являются: Q_K - техническая производительность комбайна, погрузочной машины и т.п., т/мин; q - грузоподъемность самоходного вагона (бункера-перегрузателя), т; t_p - средняя длительность разгрузки самоходного вагона и бункера-перегрузателя, мин; L_H - длина камеры, необходимая для размещения бункера-перегрузателя и комбайна, м; v - скорость движения вагона, м/мин,

$$v = \frac{2v_{Г} v_{П}}{v_{Г} + v_{П}}$$

где $v_{Г}$, $v_{П}$ - средняя скорость движения груженого и порожнего вагонов, м/мин (при отсутствии фактических данных принимаются по технической характеристике вагона с коэффициентом 0,7).

Критическое расстояние доставки

$$L_{кр} = N_{В} \frac{v}{2} \left[\frac{q}{Q_K} + kt_p - \frac{2t_p + t_{пр}}{N_{В}} \right],$$

где $N_{В}$ - количество самоходных вагонов, входящих в состав комплекса; k - коэффициент простоя очистной машины при разгрузке бункера-перегрузателя; $t_{пр}$ - длительность простоя самоходного вагона при разминовках или перегрузке руды из вагона, мин.

Техническая производительность комплекса

$$Q_T = \frac{q}{\frac{q}{Q_K} + kt_p} \quad \text{при } L \leq L_{кр} + L_H,$$

$$Q_T = \frac{N_{В} q}{\frac{2L}{v} + 2t_p + t_{пр}} \quad \text{при } L > L_{кр} + L_H.$$

Техническая средневзвешенная производительность

$$Q_T^{CB} = Q_T \quad \text{при } L \leq L_{кр} + L_H;$$

$$Q_T^{CB} = \frac{N_{В} q v}{2(L - L_H)} \cdot \frac{\frac{q}{Q_K} + kt_p - \frac{2t_p + t_{пр}}{N_{В}} - \frac{2L_p}{v}}{\frac{q}{Q_K} + kt_p} +$$

$$+ \ln \frac{2(L - L_H + L_p)}{v} + 2t_p + t_{пр} \quad \text{при } L > L_{кр} + L_H,$$

где L_p - удаленность пункта разгрузки вагона от устья камеры, м. Продолжительность доставки

$$T_d = \frac{(L - L_H) S \rho_{Г,М}}{K_{И} t_{СМ} Q_T^{CB}},$$

где $\rho_{Г,М}$ - плотность горной массы, т/м³; S - площадь поперечного сечения камеры, м²; $K_{И}$ - коэффициент использования комплекса в течение смены; $t_{СМ}$ - длительность смены, мин.

Продолжительность отработки камеры

$$T = \frac{n_c}{n_{общ}} \cdot T_d + T_{пз},$$

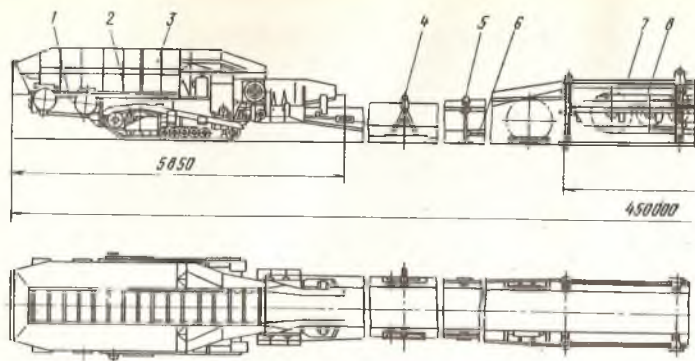
где n_c - число рабочих смен в сутки; $n_{общ}$ - общее число смен в сутки; $T_{пз}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций по переводу оборудования в новую камеру и по отработке камеры на длину L_H смен.

Эксплуатационная производительность комплекса

$$Q_{Э} = \frac{L S \rho_{Г,М}}{T},$$

а календарная производительность

$$Q = n_c Q_{Э} (T_K - T_p),$$



где T_k - годовой календарный фонд рабочего времени, сут.; T_p - длительность простоя оборудования в ремонте, сут.

Общая потребность в комплексах

$$N = \frac{A_{\Gamma}}{Q},$$

где A_{Γ} - годовая производственная мощность участка, т.

Приведенные зависимости позволяют выбрать рациональный режим эксплуатации доставочных комплексов, целесообразную технологическую схему, определить оптимальную длину камеры, при которой достигается наивысшая эксплуатационная производительность комплексов.

Из параметров оборудования комплексов наибольшее влияние на производительность оказывают грузоподъемность и длительность разгрузки вагонов и бункеров-перегрузателей. В меньшей степени производительность комплексов зависит от повышения скорости движения вагона. Поэтому при эксплуатации комплексов независимо от расстояния доставки необходимо обеспечивать возможно более полную загрузку вагонов и минимальную длительность разгрузки бункеров-перегрузателей. Используя вагоны большей грузоподъемности (до 25 т) и бункеры-перегрузатели, сокращающие и исключающие простои комбайнов, можно повысить эксплуатационную производительность комплексов на 15-50%.

Конвейерная доставка осуществляется с использованием телескопических блочных (секционных) и самоходных изгибающихся конвейеров.

Телескопические конвейеры предназначены для транспортирования горной массы по прямолинейным выработкам.

Отечественный конвейер КТ-1Б производительностью 4,2 т/мин состоит из натяжной и приводной станций, телескопического устрой-

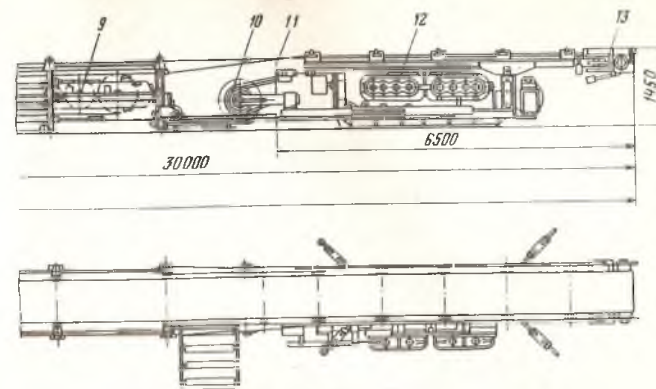


Рис.25. Телескопический конвейер КТ-1Б:

1 - натяжная станция; 2 - ходовая часть; 3 - аккумулярующий бункер; 4 - подвижные опоры; 5 - неподвижные линейные опоры; 6 - соединительные тяги; 7 - телескопическое устройство; 8,9 - барабаны; 10 - устройство для наращивания ленты; 11 - приводная станция; 12 - привод конвейера; 13 - подъемная консоль

ства, става и ленты (рис.25). В состав конвейера может входить самоходная угловая станция, позволяющая транспортировать горную массу по двум взаимно перпендикулярным выработкам.

Натяжная станция смонтирована на гусеничном ходу, имеет натяжной барабан, а также аккумулярующий бункер с донным конвейером или мостовым перегружателем для приема руды от комбайна или погрузочной машины. При проведении выработки натяжная станция передвигается за комбайном и вытягивает ленту из телескопического устройства, обеспечивая непрерывность доставки в пределах телескопичности конвейера (24 м). Длина конвейера 30 - 450 м; скорость движения ленты 1,2 и 1,6 м/с.

Телескопическое устройство петлевого типа аккумулирует конвейерную ленту шириной 800 мм при помощи двух групп барабанов, установленных стационарно на подвижной тележке, и обеспечивает удлинение конвейера за счет сокращения расстояния между подвижными и неподвижными барабанами.

Став предназначен для поддержания грузовой и холостой ветвей ленты и состоит из неподвижных линейных опор, соединяющих тяг, подвижных опор, центрирующих роликоопор и роликов.

Приводная станция, самоходная или на гусеничном ходу, оборудована подъемной консолью, содержит привод конвейера, пульт управления и устройство для наращивания ленты. Мощность привода конвейера 25 кВт.

Характеристики зарубежных типов телескопических конвейеров даны в табл.27.

Таблица 27

Показатели	Телескопические конвейеры фирм США	
	"Гудман"	"Джой"
Производительность, т/мин	8	18
Ширина ленты, мм	914	1067
Скорость движения ленты, м/с	2	2,5
Длина конвейера, м	18-305	1524
Телескопичность, м	15	61
Мощность привода конвейера, кВт	37	298

В СССР телескопические конвейеры использовали для доставки руды от комбайнов при машинной выемке калийных руд на рудниках Верхнекамского и Старобинского месторождений.

Оказалось, что конвейеры менее эффективны, чем самоходные вагоны с бункерами-перегрузчиками. Такой результат обусловлен принципиальным несоответствием телескопических конвейеров горно-техническим условиям (ограниченная ширина камер - до 5 м; малый выход руды на 1 м его подвигания - 16 - 26 т), необходимостью полного демонтажа оборудования после проведения очередной камеры и т.п.

Иными являются условия на калийных месторождениях США и Канады, где обеспечивается большая (до 20 м) ширина камер, отрабатываемых несколькими перекрывающимися ходами комбайна, и имеются сбойки между камерами. В таких условиях затраты на наращивание конвейера компенсируются увеличенным выходом руды на 1 м его подвигания (до 100 т), а время монтажа и демонтажа конвейера резко сокращается, поскольку элементы става располагаются в сбойках.

На калийном руднике "Салвайт" (Канада) телескопический конвейер (без угловой станции) был применен в комплексе с комбайном 780 AW-4. Конвейер полностью демонтировали после отработки каждой камеры. Контроль линейности става осуществляли с помощью лазерной установки. Камеры шириной 20 м, высотой 2,4 м и длиной 1220 м отрабатывали без крепления тремя ходами комбайна по челноковой схеме; выход руды составлял ~ 100 т/м. Даже в этих относительно благоприятных условиях коэффициент использования комбайна не превысил уровня, обычного для комплексов с бункером-перегрузчиком и одним самоходным вагоном.

Более эффективны телескопические конвейеры при камерно-столбо-

вой системе разработки. В этом случае комбайн и конвейер соединяют секционными конвейерами, увеличивающими выход руды на 1 м подвигания до 150 т.

В отличие от телескопических самоходные изгибающиеся конвейеры не требуют периодического наращивания, а перемещаются вслед за комбайном и вдоль стационарного конвейера, обеспечивая непрерывность доставки за счет телескопичности конвейерной системы в целом. Работы по созданию изгибающихся конвейеров в настоящее время ведутся по двум принципиальным схемам: ленточно-цепной конвейер типа "Серпентикс" со сборной лентой и ленточный конвейер типа FCT с цельноформованной лентой.

Основной элемент конвейера "Серпентикс" - тяговая цепь. К цепи присоединены пластины и ролики; ролики, перемещаясь в пазах шарнирного става, поддерживают цепь и фиксируют ее положение. К стальным пластинам прикреплены отрезки резиновой ленты; они образуют гофрированную несущую поверхность конвейера и допускают взаимный поворот пластин. Такое исполнение позволяет изгибать конвейер в горизонтальной и вертикальной плоскостях и обеспечивать перемещение насыпного груза по пространственно расположенной трассе; в этом отношении установка ограничена только гибкостью цепи и става. Минимальный радиус поворота 4,2 м, угол подъема до 40°.

Конвейер "Серпентикс" перемещается по монорельсу при помощи специально переоборудованного самоходного вагона, соединенного с комбайном и конвейером мостовыми перегрузчиками.

Изгибающийся самоходный ленточный конвейер FCT (рис.26) перемещается по почве выработок и предназначен для непрерывной доставки горной массы из забоя до стационарного конвейера. Проектные показатели конвейера: производительность - до 10 т/мин, скорость движения ленты 2,5 м/с, длина - 150 м, радиус поворота - 6 м.

Конвейер FCT оборудован специальной лентой, состоит из приемной и разгрузочной секций и промежуточных опорных тележек. Цельноформованная неопреновая лента шириной 914 мм выполнена с обычным профилем глубиной 129 мм, имеет плоскую центральную часть и гофрированные края. Толщина ленты 25,4 мм, масса 1 м 25,3 кг. В центральной части расположены три стальных тросика диаметром 7,9 мм. Гофрированные участки имеют два армированных проволокой слоя, обеспечивающих растяжение - сжатие ленты по краям на 8-10% и необходимую упругость на поворотах.

Достоинства конвейеров типа FCT - высокая производительность, конструктивно простой став, отсутствие монорельса; недостатки - меньшая длина, ограниченная прочностью ленты.

Погрузочно-доставочные машины являются самоходным комбинированным агрегатом, выполняющим погрузку и доставку горной массы. По принципу действия различают машины:

с погрузочным органом и аккумулялирующим кузовом;

с совмещенным погрузочно-аккумулялирующим рабочим органом.

Наибольшее распространение получили машины второго типа с ковшевым исполнительным органом.

Основными преимуществами погрузочно-доставочных машин являются-

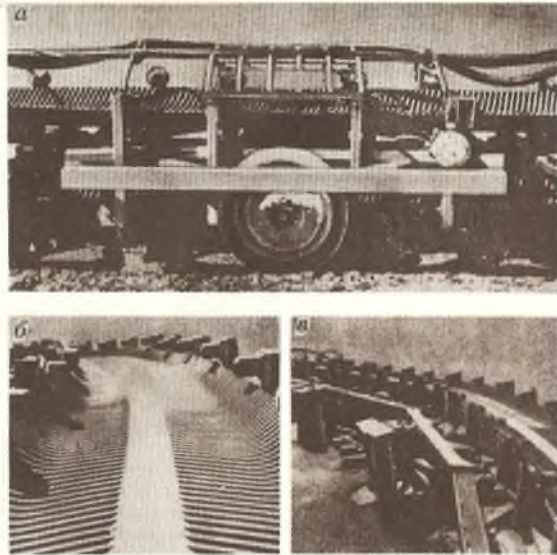


Рис.26. Самоходный забойный изгибающийся конвейер типа FCT: а - промежуточная тележка; б - лента; в - направляющие ролики

ся высокая производительность, возможность использования их при различных схемах организации работ, концентрация нагрузок на забой, мобильность, функциональная универсальность (записка дорог, доставка закладочных и вспомогательных материалов и т.п.). К недостаткам можно отнести повышенные требования к вентиляции, необходимость в квалифицированном обслуживающем персонале, сложность обслуживания и ремонта, высокие капитальные и эксплуатационные затраты.

В горнорудной промышленности зарубежных стран наиболее распространены машины типа ST фирмы "Вагнер" (США) и типа G-ST, выпускаемые фирмой "GHH" (ФРГ) по лицензии фирмы "Вагнер". Технические характеристики ковшовых погрузочно-доставочных машин фирмы "GHH" приведены в табл.28.

Погрузочно-доставочная машина типа G-ST (рис.27) состоит из привода и рабочей части, смонтированных на отдельных полурамах, которые связаны между собой шарнирным соединением. Каждая полурама имеет жестко связанную с ней пневмошинную колесную пару (мост).

Привод состоит из дизельного двигателя, гидротрансформатора,

коробки передач, гидравлической, электрической, пневматической и топливной систем, рулевого управления с кабиной. Рабочая часть включает в себя ковш и систему управления ковшом, состоящую из стрелы, двухплечевого рычага, тяги и гидроцилиндров поворота ковша и подъема стрелы. Гидроцилиндры предназначены для поворота машины во время движения. Оба моста, передний и задний, являются ведущими. Машина оборудована стояночным тормозом и колодочными колесными тормозами с пневмоприводом. Для предохранения передних колес от пробуксовки модели G-ST-5A и G-ST-8A снабжены специальным устройством, обеспечивающим нормальную работу при неровной и обводненной почве.

Производительность погрузочно-доставочной машины зависит от грузоподъемности, расстояния доставки, скорости движения, коэффициента использования во времени и может быть рассчитана по формуле

$$Q = \frac{60 t_{см} \cdot k_{и} \cdot V_{к} \cdot k_{з} \cdot \rho_{г.м}}{t_{з} + t_{р} + t_{м} + \frac{2l}{v}}$$

где $t_{см}$ - длительность смены, мин; $k_{и}$ - коэффициент использования машины в течение смены; $V_{к}$ - емкость ковша, м³; $k_{з}$ - коэффициент заполнения ковша; $\rho_{г.м}$ - плотность горной массы, т/м³; $t_{з}$, $t_{р}$ - продолжительность загрузки, разгрузки, мин; $t_{м}$ - длительность маневров при погрузке и разгрузке, мин; l - расстояние доставки, м; v - среднеходовая скорость движения машины, м/мин.

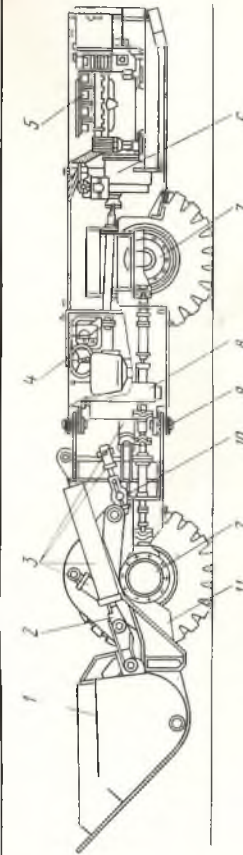


Рис.27. Ковшовая погрузочно-доставочная машина типа G-ST: 1 - ковш; 2 - стрела; 3 - гидроцилиндр; 4 - тяга; 5 - двигатель; 6 - гидротрансформатор; 7 - мост; 8 - коробка передач; 9 - шарнир; 10 - каток; 11 - рычаг

Таблица 28

Показатели	Типы погрузочно-доставочных машин фирмы "GHN" (ФРГ)					
	G-ST-1	G-ST-2A	G-ST-4A	G-ST-5A	G-ST-8A	G-ST-11
Емкость ковша, м ³	0,76	1,53	3,10	3,80	5,60	8,50
Друзоподъемность, т	1,36	2,72	5,45	7,38	12,0	12,0
Масса машины, т	6,3	10,0	17,2	19,4	25,0	25,0
Мощность, кВт	51,5	51,5	95,5	127,0	165,0	165,0
Габариты, мм:						
длина	6375	5466	8916	8915	9703	10425
ширина	1880	1880	2460	2450	2438	3280
высота	1143	1626	1524	1524	1830	1940
Преодолеваемый подъем, градус	31	30	20	20	31	31
Радиус поворота, м:						
наружный	4,57	4,72	6,30	6,17	6,26	6,90
внутренний	2,41	2,46	3,12	2,85	3,87	3,63

6-421

Величина t_m учитывает разворот ковшом вперед при подходе к пунктам разгрузки и погрузки, так как по трассе машина передвигается обычно двигателем вперед, чтобы улучшить обзорность. На рудниках ФРГ каждый такой разворот применительно к машине G-ST-8A увеличивает трассу на 15 м, длительность цикла на 12 мин. При значениях $k_u = 0,7 - 0,8$, $t_3 = 30-40$ с, $t_p = 6-10$ с, $v = 130-170$ м/мин, $t_m = 20-40$ с, $k_3 = 0,8-0,9$ и $l = 200$ м средняя эксплуатационная производительность машины с ковшом 6 м³ составляет 1000-1500 т/сут. Рациональная длина доставки зависит главным образом от емкости ковша, с увеличением емкости она возрастает и обычно составляет 200-300 м.

На калийном руднике им. Эрнста Тельмана (ГДР) каждый добычной участок оснащен 5 - 6 машинами типа ST-8; всего на руднике 25 машин. Расстояние доставки до 170 м. Средняя и максимальная длительность цикла 3 и 6 мин. Средняя производительность одной машины 830 т/сут.

Наиболее важным и до конца не решенным вопросом эксплуатации погрузочно-доставочных машин является вентиляция. Применение двигателей внутреннего сгорания в подземных условиях создает опасность взрывов рудничного газа и, главным образом, отравления людей.

Для снижения загазованности выработок применяют интенсивное проветривание, увеличение скорости движения машин, увеличение интервалов движения за счет применения большегрузного оборудования, очистку выхлопных газов.

Для очистки выхлопных газов применяют различного типа нейтрализаторы (жидкостные, пламенные, каталитические, комбинированные) и фильтры (электрические, механические, сухие, сорбционные). Наиболее распространены каталитические нейтрализаторы, ускоряющие химические реакции окисления и восстановления. Каталитические элементы изготавливают в форме стержней, труб, пластин и шариков. В качестве материала используют пористую основу из окиси алюминия с нанесенной на нее тонкой пленкой платины. Для мощных погрузочно-доставочных машин применяют двух-трехступенчатые системы газоочистки, состоящие, как правило, из каталитических платиновых нейтрализаторов и жидкостных скрубберов.

Количество воздуха, необходимое для обезжиривания выхлопных газов, может быть рассчитано по норме расхода воздуха на 0,735 кВт мощности двигателя, которая составляет: в СССР 5, ПНР 4, Франции 2 - 4, ФРГ 2 - 3, США и Канаде 2 - 2,5, Австралии 1,4 м³/мин. Более точные результаты дает расчет по статическому разбавлению выхлопных газов.

Исследованиями Ленинградского горного и Пермского политехнического институтов установлен эффект поглощения калийными солями окислов азота - одной из основных и трудно нейтрализуемых составных частей выхлопных газов дизельных двигателей. В связи с этим создаются предпосылки смягчения требований к вентиляции при использовании погрузочно-доставочных машин на калийных рудниках.

Из-за сложности проветривания при использовании дизельных ма-

шин некоторые фирмы-изготовители, наряду с поиском более эффективных способов и средств газоочистки, пробуют новые для погрузочно-доставочных машин источники энергии. Так, фирма "Вагнер" (ФРГ) сконструировала и изготавливает доставочные машины с электрическим приводом и питающим гибким кабелем. На машине установлен электродвигатель мощностью 30 кВт (1800 мин^{-1}), скорость движения составляет до 9,6 км/ч, грузоподъемность 1,4 т, емкость ковша $0,8 \text{ м}^3$.

Подземные экскаваторы получили широкое применение на каменно-соляных рудниках, где значительные размеры камер, большие запасы отбитой соли, горизонтальная и практически ровная почва создают необходимые условия для эффективной работы этих машин. Промышленные испытания экскаваторов на калийных рудниках, для которых характерны относительно малая и переменная мощность пласта, а также сложная гипсометрия дали отрицательные результаты.

В СССР специально для подземных работ создан экскаватор ЭО-5112А (ЭП-1А), представляющий собой полноповоротную машину с электроприводом, на гусеничном ходу и исполнительным органом в виде прямой лопаты с ковшом емкостью 1 м^3 . Минимальные размеры забоя по высоте и ширине, необходимые для нормальной работы машины, составляют 6 и 10 м.

По сравнению со стандартной машиной с ковшом емкостью 1 м^3 габаритные размеры экскаватора ЭО-5112А уменьшены, усилена защита рабочего места машиниста, кабина изолирована от окружающей среды и снабжена воздухоочистительной установкой, усилены механические узлы экскаватора.

Техническая характеристика экскаватора ЭО-5112А

Емкость ковша, м^3	1,0
Угол наклона стрелы, градус	40; 60
Наибольший радиус черпания, м	8,5
Наибольшая высота черпания, м	7,5
Наибольший радиус выгрузки, м	7,2
Наибольшая высота выгрузки, м	5,1
Высота (по верху головного блока), м	5,5; 6,9
Скорость движения, км/ч	1,48
Электродвигатель:	
тип	МА-36-42/8
мощность, кВт	55
напряжение, В	380
Масса, т	35,6

В комплексе с экскаваторами, как правило, используют автосамосвалы. Их количество и тип определяются производительностью экскаватора и горнотехническими условиями рудников. Техническая характеристика автосамосвалов, применяемых на соляных рудниках СССР, приведена в табл.29.

Эксплуатация автосамосвалов ЗИЛ-ММЗ-555 в промышленных условиях показала, что малая грузоподъемность и недостаточная проч-

Таблица 29

Показатели	Тип автосамосвала			
	ЗИЛ-ММЗ-4502	МАЗ-503А	КрАЗ-256Б	МоАЗ-6401-9585
Емкость кузова, м^3	3,8	5,0	6,0	11,0
Грузоподъемность, т	5,2	8,0	12,0	20,0
Максимальная мощность двигателя, кВт	110	132	177	158
Максимальная скорость, км/ч	90	75	68	40
Радиус поворота по наружному габариту, м	8,8	7,5	10,5	7,5
Клиренс, мм	270	295	290	340
Масса, т	4,8	7,1	11,4	18,0

ность кузова снижают производительность доставки и требуют дробления соли в забое перед погрузкой; карбюраторный двигатель выделяет повышенное (по сравнению с дизельным) количество токсичных газов. Поэтому для условий соляных шахт, использующих на погрузке экскаваторы ЭП-1А, более рационально применение самосвала МАЗ-503А. При внедрении экскаваторов с ковшом емкостью $2,0 - 2,5 \text{ м}^3$ перспективно использование автопоездов МоАЗ-6401-9585.

На крупнейшей в Европе шахте "Борт" (ФРГ) мощностью до 3,5 млн.т/год для погрузки каменной соли в очистных камерах используют гидравлические экскаваторы РН9Е. Экскаваторы имеют емкость ковша 1 м^3 , оборудованы электродвигателем мощностью 75 кВт (напряжение 500 В, число оборотов - 1480 в минуту) для привода насосной станции и дизель-гидравлическим приводом хода, обеспечивающим скорость передвижения до 1,2 км/ч. Минимальные размеры сечения выработки, необходимого для работы экскаватора, $6,8 \times 11,0 \text{ м}$.

Замена электрических экскаваторов гидравлическими позволила повысить производительность погрузки почти на 30% - со 117 до 150 т/ч;

увеличить мобильность и маневренность транспортной системы, сократить численность обслуживающего персонала в связи с наличием автономного привода и исключением трудоемких работ по наращиванию и переноске кабеля;

сократить в два раза объем работ и расходы по обслуживанию.

Для доставки соли используют автомотовозы К 250 со съёмными кузовами-контейнерами ёмкостью 35 т. При помощи подъемной рамы автомотовоз составляет порожний контейнер около экскаватора, забивает грузовой и доставляет его к центральному пункту дробления, обслуживающему несколько камер.

Производительность автомотовоза 1500 – 2000 т в смену при расстояниях доставки 100 – 600 м; при расстояниях доставки 500 м за час выполняется около 8 рейсов и доставляется 273 т соли.

Погрузочные машины с нагребающими лапами (типа ПНБ) применяются в соляных шахтах для погрузки отбитой соли. Достоинствами этих машин являются непрерывность действия, малые габариты, большое напорное усилие, маневренность.

Погрузочные машины с нагребающими лапами широко используются в общем комплексе самоходного оборудования при системах с открытым очистным пространством. При относительно небольших мощностях залежей, когда развал взорванной руды имеет небольшую высоту, применение этих машин предпочтительнее экскаваторов. Некоторые технические данные отечественных и зарубежных машин с нагребающими лапами приведены в табл.30.

Таблица 30

Показатели	Тип машины			
	ПНБ-3К (СССР)	ПНБ-4 (СССР)	19 HR-2 (США)	MC-5 (США)
Производительность, т/мин	3	6	6	10
Скорость передвижения, м/мин:				
рабочая	10,9	10,0	9,0	8,8
маневровая	10,9	20,0	18,0	22,2
Удельное давление на грунт, МПа	0,176	0,21	0,185	0,133
Установленная мощность двигателей, кВт	94	142	181	110
Габариты, мм:				
длина	8500	10000	9470	8830
ширина	2000	2680	2980	2280
высота	1900	2000	1870	2000
Масса, т	236	340	290	274

§ 4. Управление горным давлением

При разработке калийных и каменносоляных месторождений преимущественно применяются камерные системы с короткими очистными забоями. Длинные очистные забои (при системах разработки длинными столбами: сплошных и слоевых) находят применение при разработке пологих калийных пластов малой и средней мощности.

При камерных системах чаще всего используют способ жесткого поддержания кровли (и водозащитной толщи), реже – плавного опускания на податливых целиках. Для крутопадающих залежей имеют место случаи поддержания выработанного пространства закладочным материалом.

Закладка выработанного пространства в незначительных объемах применяется и при разработке мощных горизонтальных залежей. Однако ее целью прежде всего является размещение отходов производства под землей, а также некоторое уменьшение скоростей деформации и конечных оседаний поверхности. При этом закладка не является технологическим элементом очистной выемки.

Полное обрушение применяют при очистной выемке длинными очистными забоями в особо благоприятных гидрогеологических условиях, исключающих возможность затопления соляных рудников, а также при отсутствии жестких ограничений деформаций земной поверхности.

При камерных системах разработки жесткое поддержание или плавное опускание кровли определяется степенью нагружения междукammerных целиков – отношением действующей нагрузки F к несущей способности целика P [22].

Нагрузку на целик при горизонтальном залегании рассчитывают по формулам:

для ленточных целиков

$$F = 9,8 \rho_{\Pi} H (a + b),$$

для столбчатых целиков

$$F = 9,8 \rho_{\Pi} (a + b) (a' + l),$$

где ρ_{Π} – средняя плотность покрывающих пород, т/м³; H – глубина работ, м; a – ширина камер, м; b – ширина целиков, м; a' – ширина просек, м; l – длина целиков, м.

Несущую способность целиков определяют по формулам:

для ленточных целиков

$$P = \sigma_{сж} b \sqrt{\frac{b}{h_{\Pi}}} k_{г.л} k_{р.г.},$$

для столбчатых целиков

$$P = \sigma_{сж} b l \sqrt{\frac{b}{h_{ц}}} k_{ГД},$$

где $\sigma_{сж}$ — предел прочности пород целика при сжатии; Pa ; $h_{ц}$ — высота целика, м; $k_{ГД}$ — коэффициент влияния ослабляющих целик глинистых прослоек; k_p — коэффициент упрочнения целика за счет распора в продольном направлении.

Величина $k_{ГД}$ зависит от толщины глинистых прослоек. Для глинистых прослоек толщиной до 2, от 2 до 5 и более 5 см $k_{ГД}$ соответственно равен 0,8, 0,65 и 0,5. k_p может быть принят равным 1,15.

Степень нагружения целиков определяют из отношения

$$\lambda = \frac{F}{P},$$

Междукамерные целики со степенью нагружения $\lambda \leq 0,4$ относят к жестким, сохраняющим длительную прочность; при $\lambda \geq 0,7$ междукамерные целики относят к податливым, сохраняющим несущую способность непродолжительное время.

При жестких междукамерных целиках и устойчивой кровле камер крепь при очистной выемке не применяется. В тех случаях, когда в кровле камер залегают породы, ослабленные глинистыми пропластками, оставляют предохранительные пачки соли (галита или сильвинита). Если это выполнить невозможно, кровлю камер обычно крепят штанговой крепью. За рубежом большое распространение на калийных рудниках получила штанговая крепь на полимерных материалах; в СССР наиболее распространены винтовые штанги с клиновым замком.

Управление кровлей плавным опусканием на податливых целиках принимается с учетом ползучести, характерной для соляных пород, и осуществляется путем регулирования напряженного состояния массива; напряжения в кровле снижаются за счет уменьшения ширины междукамерных целиков до таких размеров, при которых они постепенно разрушаются, не создавая критического реактивного давления на кровлю. Полному разрушению целика всегда предшествуют значительные деформации, сопровождающиеся появлением систем трещин с постепенным отслоением породы от стен целика. За счет изменения соотношения размеров целика можно обеспечивать различную степень его деформаций и соответственно осуществлять управление кровлей [29].

Правильный выбор размеров целиков имеет очень большое значение при слабой кровле. Завышение размеров в этом случае ведет к интенсивному расслоению кровли камер, а занижение — к преждевременному разрушению целиков. Размер целиков выбирают с таким расчетом, чтобы он сохранял свою несущую способность в течение технологического времени отработки камеры, т.е. на период выемки и отгона оборудования с учетом возможного нарушения ритма производства. При этом должно выполняться условие

108

$$\frac{t_{кр.ц}}{t_{техн}} > 1,$$

где $t_{кр.ц}$ — время сохранения несущей способности целика; $t_{техн}$ — технологический срок отработки камеры.

Наряду с этим требуется, чтобы вертикальные деформации целика и прогиб кровли камеры в технологическое время не приводили к исчерпыванию зазора между кровлей камеры и рабочим органом комбайна, т.е. выполнялось условие

$$\frac{v_{ц} + v_{к}}{[\Delta l] t_{техн}} > 1,$$

где $v_{ц}$ — скорость вертикального деформирования целика; $v_{к}$ — скорость прогиба кровли камеры; $[\Delta l]$ — допустимое расстояние между кровлей камеры и рабочим органом комбайна.

Практически система с податливыми целиками может применяться при работе с комбайнами бурового типа, для которых габариты режущего органа могут быть уменьшены при отгоне из камеры.

При применении податливых целиков (по сравнению с жесткими) увеличиваются скорость оседаний и величина деформации пород водозащитной толщи. Поэтому необходимо оценивать условия появления деформаций, ведущих к разрыву сплошности водозащитного целика. Безопасность применения податливых целиков устанавливается исходя из допустимой кривизны водозащитной толщи в соответствии с "Методическими указаниями по выбору мер охраны для существующих, строящихся и проектируемых объектов на территориях подрабатываемых калийными рудниками" (ВНИИГ, Л., 1976).

Метод управления кровлей на податливых целиках применен при отработке значительных площадей Верхнекамского месторождения калийно-магниевого солей. При отработке карналитового пласта В опробовано четыре варианта метода: изолированная отработка пласта В с закладкой камер; отработка пласта В совместно со сближенным пластом АБ с закладкой камер только по верхнему пласту В; отработка сближенных пластов АБ и В без закладки при оставлении податливых целиков на пласте В и жестких — на пласте АБ; изолированная отработка пласта В с целиками увеличенной податливости за счет отработки в них вторичных накладываемых камер.

Маркшейдерскими замерами установлено, что при всех вариантах отработки пласта В с податливыми целиками процесс сдвижения земной поверхности и водозащитной толщи происходит плавно с одинаковым характером изменения во времени.

Сопоставление величин продольных деформаций целиков и оседаний земной поверхности в точках, лежащих на одних вертикалях, за одинаковый период наблюдений показало, что они имеют практически равные приращения. Это свидетельствует об отсутствии в толще рассло-

ний и, следовательно, о безопасности применения податливых целиков. Максимальные значения скорости оседаний наблюдаются к концу 5-6 месяцев. За два года величины оседаний достигают 30-40% своих конечных показателей.

Управление кровлей на податливых целиках широко применяется при отработке Второго пласта Старобинского месторождения калийных солей. В этих условиях при ширине податливых целиков 1,0-1,2 м оседание кровли в выработанном пространстве не превышает 15 мм/сут. Смыкание почвы с кровлей камер завершается через полтора - два года после отработки блока. Однако при ширине блока менее 100-200 м и жестких его опорах возможно зависание кровли. При достаточной площади выработанного пространства и зависшей породной плиты могут происходить внезапные сдвиги по контактам.

Наиболее простой мерой борьбы с зависаниями является отработка блока камерами такой длины, которая позволяет создавать прогиб вышележащей толщи уже при малых пролетах выработанного пространства. На Старобинском месторождении минимальная длина камер составляет 140 м.

Опыт показывает, что при управлении кровлей плавным опусканием на податливых целиках без предохранения подготовительных выработок от влияния опорного давления невозможно добиться существенно снижения потерь руды, поскольку при пролетах выработанного пространства, равных 70-80 м, начинаются интенсивные деформации кровли в выемочных штреках. Дополнительное штанговое крепление не предотвращает прогибов и обрушения кровли, оставляемые барьерные целики шириной 30 - 40 м приводят к значительным потерям руды.

Специальными исследованиями установлено, что на устойчивость кровли выемочных штреков большое влияние оказывают продольные силы, возникающие на контакте целика с массивом вышележащих пород. При достаточно большом давлении возможно перемещение пород из зоны контакта в сторону обнажения. При этом прогибы кровли в рабочей выработке могут быть существенными даже при малых горизонтальных перемещениях пород. Для исключения прогиба кровли в рабочей выработке достаточно обеспечить возможность горизонтальных перемещений пород за пределами охраняемой выработки. Практически это достигается соответствующим подбором размеров столбчатых междуштрековых целиков и проведением на границе с массивом так называемых разгружающих выработок с присечкой кровли на 0,3-0,5 м относительно охраняемых штреков (рис.28). Для выработок с пролетом 4,0-5,3 м оптимальные размеры столбчатых целиков составляют 3 x 8 или 4 x 6 м.

Управление кровлей полным обрушением в отечественной практике нашло применение при отработке Старобинского калийного месторождения [30] при двухслойной выемке пласта длинными забоями с использованием механизированных крепей (рис.29). Применению способа полного обрушения способствовало слоистое строение пород кровли, склонных к расслаиванию. Обрушение таких пород происходит постепенно, плитами с переменным шагом, изменяющимся от 2 до 6,5 м.

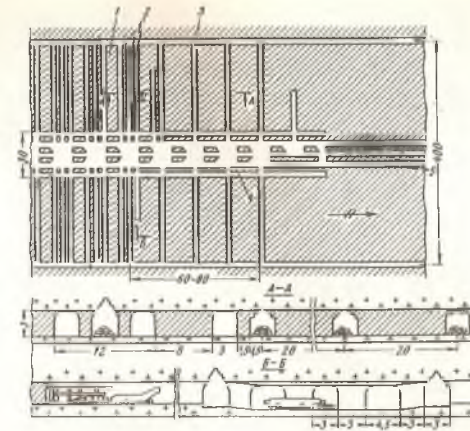


Рис.28. Регулирование горного давления с помощью разгружающих выработок при камерной системе разработки:
1 - междукамерный целик; 2 - очистная камера; 3 - разгружающая очистная выработка; 4 - разгружающая выработка для охраны панельных штреков; 5 - панельные штреки

Выемка нижнего сильвинитового слоя вызывает вторичные осадки кровли, при этом высота зоны обрушения достигает 10-11 м. Вторичные осадки происходят с шагом 10 - 12 м и воздействуют на нижнюю лаву. Линия разлома пород при вторичных осадках располагается за крепью верхнего слоя. Над зоной обрушения породы кровли интенсивно расслаиваются, прогибаются и в выработанном пространстве на расстоянии 15-20 м от нижнего забоя смыкаются с обрушенными.

Натурными замерами установлено необходимое опережение верхней лавы над нижней, составляющее 4,5 - 6 м. При таком опережении создаются наиболее благоприятные условия для поддержания кровли в нижней лаве, так как межслойный целик меньше подвержен разрушению. В верхней лаве характер взаимодействия крепи и боковых пород определяется режимом заданной деформации. В нижней лаве крепь работает в режиме заданной нагрузки, обусловленной весом пород над межслойным перекрытием.

Шаг установки крепи в лавах определен экспериментально [31] и может быть рассчитан по формуле:

$$l_{уст} = \frac{\Sigma R_{ном}}{l_{пр} R_{тр}}$$

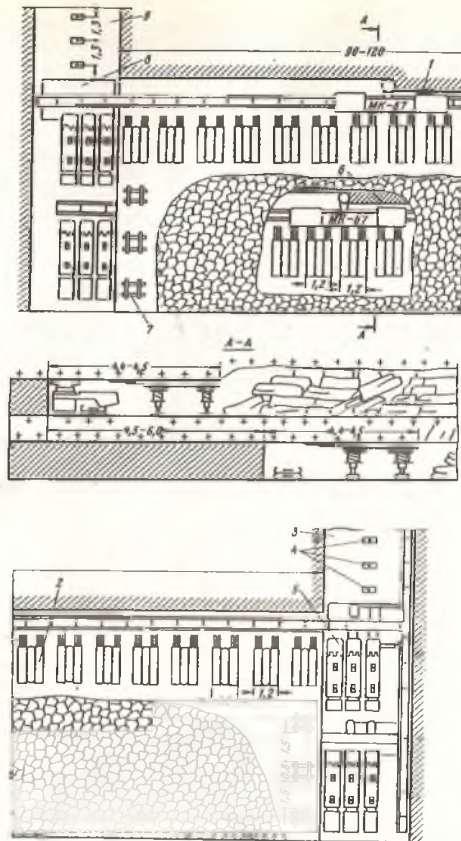


Рис.29. Паспорт крепления лав при двухслойной выемке:
1 - забой лавы верхнего слоя; 2 - крепь механизированная; 3 - конвейерный штрек; 4 - гидростойки; 5 - крепь сопряжения; 6 - забой лавы нижнего слоя; 7 - деревянные костры; 8 - передвижные эстакады; 9 - вентиляционный штрек

где $l_{уст}$ - шаг установки комплектов (секций) крепи по длине лав, м; $R_{ном}$ - суммарное номинальное сопротивление комплекта (секции), кН; $l_{пр}$ - ширина поддерживаемого призабойного пространства, м; $R_{тр}$ - необходимое сопротивление крепи, кН/м².

110

Предварительную оценку необходимого сопротивления крепи в лавах можно выполнить, используя следующую зависимость:

$$R_{тр} \geq \frac{5m_v}{2l_{пр}^2} \left[9,8\rho_n(l_{пр} + l_{ш})^2 - \frac{\sigma_{изг} h_i}{3} \right],$$

где m_v - вынимаемая мощность пласта, м; $l_{ш}$ - средний шаг обрушения кровли, м; $\sigma_{изг}$ - предел прочности пород кровли при изгибе, Па; h_i - средняя мощность слоев кровли в пределах зоны обрушения, м.

Как показывает опыт, необходимое сопротивление крепи должно составлять 147 - 167 кН/м².

Требуемая раздвижность механизированных крепей устанавливается с учетом величин опускания кровли в призабойном пространстве лав. Величина опусканий рассчитывается по формуле

$$\Delta h = km_{в} l_{пр},$$

где Δh - опускание кровли по ширине призабойного пространства, мм; k - коэффициент пропорциональности, м⁻¹.

Отмечено, что при двухслойной выемке пласта имеет место рост деформации сжатия пласта в зоне опорного давления при выемке сильвинита в верхней лаве. При остановке очистных забоев скорость деформаций уменьшается, граница зон сжатия - разгрузки проходит по забою верхней лавы. В нижней лаве при разгрузке пласта имеют место отслоения. Протяженность зоны влияния опорного давления с уменьшением расстояния между очистными забоями (опережения) возрастает и при опережении в 4,5-6,0 м достигает 60 м. В зоне опорного давления отмечаются деформации подготовительных выработок, протекающие скачкообразно, и интенсивное пучение почвы и отслоение нижних слоев кровли.

Большой опыт управления кровлей полным обрушением накоплен на калийном руднике "Гендулайн" (Испания). На этом руднике на глубине 200-450 м разрабатываются пласты сильвинита и карналлита. Сильвинит обрабатывается лавами с обрушением кровли. Фронт очистных работ ориентирован по линии максимального падения залежи - 12°. Призабойное пространство в лаве поддерживается гидравлической крепью.

На руднике проведен большой комплекс исследований проявления горного давления [32]. В частности, осуществлены наблюдения за изменением давления на обрушенные в выработанном пространстве породы по мере подвигания лав. Выяснилось, что обрушенные породы в выработанном пространстве уплотняются и воспринимают давление всей вышележащей толщи при отходе очистного забоя примерно на 200 м.

Наблюдениями за характером изменения опорного давления вперед

111

ди очистного забоя установлено, что максимум давления ($2,5 \rho_{\text{ПН}}$) находится на расстоянии 9 м от забоя. Под влиянием опорного давления, которое прослеживается впереди лавы на 70 м, отмечается отжим пласта, заметно облегчающий работу комбайна.

При замерах опусканий кровли в лаве и давлений на секции крепи выяснено следующее.

Опускания кровли в месте работы комбайна резко увеличиваются (максимальны вблизи забоя) и уменьшаются в направлении выработанного пространства. Увеличение опусканий связано с ростом обнажений кровли и отставанием крепления.

При передвижке секций крепи опускания максимальны у линии обрушения и уменьшаются в направлении забоя. Проход комбайна вызывает резкое увеличение давления на ближайшие секции крепи.

Для обрушения пород в выработанном пространстве требуется высокий начальный распор секций крепи. Обрушения кровли во многих случаях сопровождаются ростом давления на стойки секций.

Имеющийся опыт свидетельствует о том, что управление кровлей обрушением при выемке длинными забоями не вызывает особых технических трудностей и может осуществляться с использованием гидравлических крепей, применяемых на угольных шахтах.

ГЛАВА III СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ СОЛЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В основу известных классификаций систем разработки соляных месторождений положен способ поддержания кровли. На этом основании системы разработки подразделяют на три основных класса:

- системы разработки с жестким поддержанием кровли;
- системы разработки с временным или частичным поддержанием и плавной посадкой кровли;
- системы разработки с обрушением кровли.

Наиболее распространены системы с жестким поддержанием кровли, устраняющие сдвигания над выработанным пространством; эти системы при разработке каменносоляных месторождений, отличающихся громадными запасами, являются практически единственными.

Системы с плавным опусканием и обрушением кровли распространены в меньшей степени и применяются при разработке наиболее ценных солей (в первую очередь калийных) для повышения степени их извлечения.

В связи с этим при рассмотрении систем шахтной разработки солей большее внимание уделено системам с жестким поддержанием кровли. Эти системы отдельно рассмотрены для условий эксплуатации пологих и крутопадающих залежей каменной и калийной солей. Системы с плавной посадкой и обрушением кровли рассмотрены на примере разработки пологих пластов калийных солей.

§ 1. Камерные системы разработки с жестким поддержанием кровли

Пологие залежи. Наиболее распространены камерные системы разработки месторождений калийных солей, представленных, как правило, пластами средней мощности (до 10 м).

Подготовка шахтных полей при разработке этих пластов исключительно панельная. Ширина панелей обычно составляет 300–400 м; панели чаще бывают двусторонними с делением или без деления на блоки. При панельной подготовке без деления на блоки камеры располагают перпендикулярно к панельным штрекам; вентиляционные штреки находятся в центре панели шириной 400 м.

Панельно-блоковая подготовка применяется на Старобинском месторождении. Двусторонние блоки расположены симметрично относительно панельных штреков; блок имеет длину 200 м (половина ширины панели), что определяется длиной камеры. Панельно-блоковая подготовка обеспечивает возможность относительно большей добычи за счет размещения большего числа очистных комплексов.

В условиях отработки сближенных пластов подготовка панелей производится полевым откаточным штреком, а по пластам проводятся панельные выемочные и вентиляционные штреки. Руда по панельным выемочным штрекам транспортируется конвейерами, а затем через рудоспуски перепускается на откаточный горизонт. Панельная подготовка двух сближенных пластов АБ и Красный II Верхнекамского месторождения показана на рис. 30.

От главных штреков, разделяющих шахтное поле примерно на равные части, проходят панельные транспортные и вентиляционные штреки. Подготовка панели производится одновременно по пластам АБ и Красный II и на полевом горизонте. Полевой панельный штрек служит как конвейерный и транспортный, по нему в панель поступает свежий воздух, который затем передается по уклонам на выемочные панельные пластовые штреки. При этом полевой штрек проходит сечением, позволяющим установить конвейеры (типа КЛЗ-500, КЛЗ-660 или 1Л-100) и обеспечить проход самоходного транспорта. Уклоны с транспортного полевого штрека на выемочные пластовые штреки проходят под углом $8 - 12^\circ$, расстояние между ними составляет 300–400 м. Наклонная длина уклонов 140–170 м. По каждому пласту проходят по пять штреков. В центре панели проходят три штрека (два выемочных и транспортный), а на флангах панели располагают пластовые панельные вентиляционные штреки. Панельные вентиляционные штреки охраняют целиками шириной до 20 м. Через каждые 100–140 м на пластах создают запасные выходы на соседние панели.

Недостатком приведенной схемы подготовки является ограниченная производительность панели — участка, так как по условиям горного давления на очистных работах в панели могут быть в одновременной работе лишь 4 комбайновых комплекса (по 2 на каждом пласте). Производительность панели составляет 0,8–1,2 млн. т руды в год.

Производительность панели можно увеличить до 2,0–2,5 млн. т в год при переходе с обычной панельной подготовки на панельно-блоковую. При этом ширина панели 1200 м, длина 2000 м. Размеры двусторонних блоков 400 × 600 м.

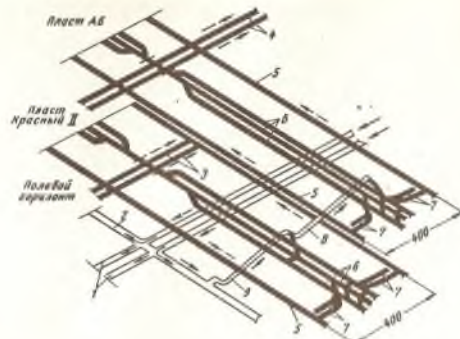


Рис.30. Схема панельной подготовки двух сближенных калийных пластов (Верхнекамское месторождение):
1 - главные полевые трансформаторный и конвейерный штреки; 2 - панельный полевой транспортный и конвейерный штрек; 3 - главные вентиляционные штреки по пласту Красный II; 4 - главные вентиляционные штреки по пласту АБ; 5 - вентиляционные панельные штреки по пластам; 6 - панельные выемочные штреки; 7 - камеры; 8 - уклон с пласта Красный II на пласт АБ; 9 - уклон с полевого горизонта на пласт Красный II

Варианты систем разработки во многом зависят от того, отрабатывается одиночный пласт или несколько сближенных пластов. Во втором случае требуется соблюдать соосность камер и целиков на разных пластах. Важное значение имеют также принятый способ отбойки руды (машинный, буроварьной или комбинированный), схема транспорта, устойчивость пород и др. [33].

При отработке одиночного пласта проходческо-очистными комбайнами на Старобинском месторождении применяются как многоходовые, так и одноходовые камеры.

При отработке двух сближенных пластов на Верхнекамском месторождении (II Березниковский рудник) применяется так называемый "штрековый" вариант камерной системы разработки (рис.31). Для уменьшения числа сопряжений камер и штреков при недостаточной устойчивости кровли из выемочного штрека под углом 45° к его оси нарезают заездные выработки (просеки), с которых обычно проходит три хода комбайна. Между заездными просеками оставляются окоштрековые целики фигурной формы. Межсоевое расстояние между камерами (ходами комбайна) 9 м. Ширина камер по пласту Красный II, проходимых комбайнами типа "Урал 20КС", 5,2 м при ширине междуканальных целиков 3,8 м. Ширина камер на пласте АБ составляет 3,2 м при выемке комбайном ПК-8 и 4,3 м при выемке комбайном "Урал 10КС". В соответствии с этим ширина междуканальных целиков 5,8 или 4,7 м. Руда из камер самоходными вагонами

114

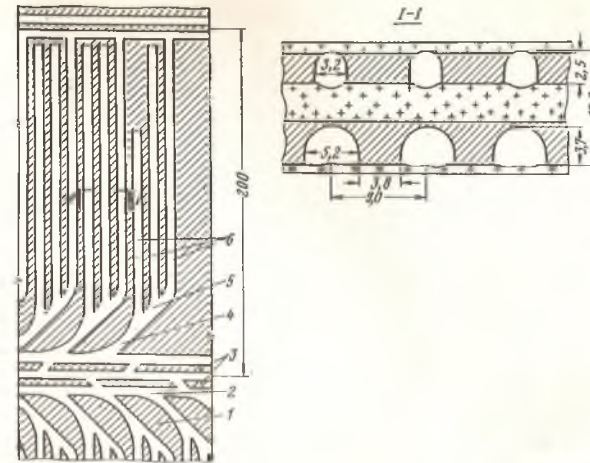


Рис.31. "Штрековая" система разработки на II Березниковском руднике:

1 - окоштрековый целик; 2 - сопряжение камеры и выемочного штрека; 3 - целики; 4 - горловина; 5 - сопряжения ходов; 6 - комбайновые ходы

доставляется на выемочно-транспортный штрек, а затем через рудоспускные скважины подается на полевой панельный штрек. Проветривание камер осуществляется вентиляторами частичного проветривания типа СВМ-5, СВМ-6.

При мощности пласта Красный II свыше 4 м применяется двухслойная отработка камер комбайнами. При этом варианте камеры отрабатываются двумя двухслойными выработками. Ширина камер принята 12,4 м, а междуканальных целиков - 10,6 м; ширина междоканального целика 2 м. Отработка каждой выработки осуществляется двумя ходами комбайна "Урал 20КС" с наложением сечений по высоте. Первым ходом комбайн осуществляет выемку верхнего слоя. Нижний слой отрабатывается вторым ходом после отгона комбайна. Доставка руды от комбайна осуществляется самоходным вагоном на транспортный штрек, с которого руда по рудоспускным скважинам поступает на панельный штрек.

Аналогичная отработка с применением двухслойной трехходовой выемки камеры комбайном типа "Урал 20КС" реализована при выемке пласта Красный II на Соликамских калийных рудниках. Проходка выемочного панельного штрека шириной 1,2-1,3 м тремя ходами комбайна с наложением сечений позволила отказаться от специальных ниш для заездки комбайна.

115-2

115

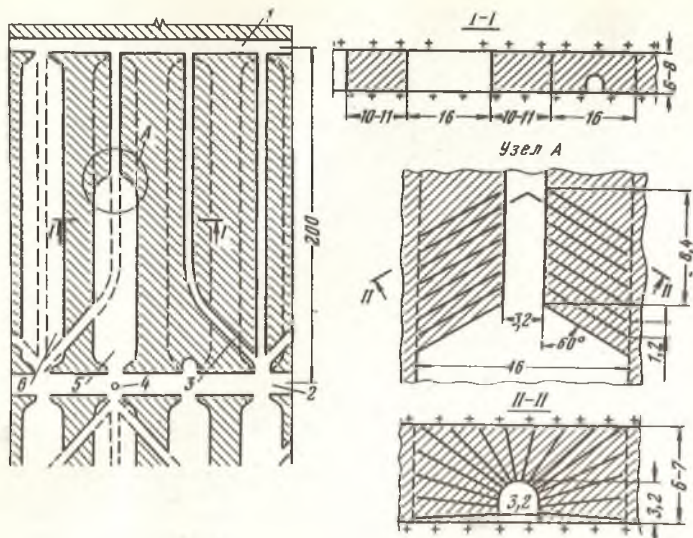


Рис.32. Камерная система разработки с применением буроварывной отбойки с веерным расположением скважин: 1 - вентиляционный панельный штрек; 2 - откаточный панельный штрек; 3 - комбайновый ход в камере; 4 - рудоспускной гезенк; 5 - рабочая камера; 6 - отработанная камера

Наряду с выемкой камер комбайнами в благоприятных с точки зрения устойчивости кровли условиях применяют буроварывную отбойку. На рис.32 приведен вариант отработки камер с применением веерной отбойки на пласте Красный II на I Березниковском и Соликамских калийных рудниках. Длина камер 150 - 200 м. При веерной отбойке обычно сначала одним - тремя ходами комбайна ПК-8 проходят нарезные выработки, затем производят отработку компенсационного пространства на длину до 40 м с применением мелкошпуровой отбойки. После этого по разрезному штреку, расположенному вдоль оси камеры, бурят веер скважин. Кровлю камер обычно крепят штанговой крепью с отбитой руды. Доставка руды по камере скреперная.

Буроварывная отбойка в камерах при скреперной доставке руды в течение длительного времени применялась при разработке пологозалягающего калийного месторождения в районе Ветра-Фулда (ФРГ). Выемка велась камерами шириной 18-20 м и длиной 30 м при ширине междукамерных целиков 10-20 м. Большие затраты труда на установку скреперных лебедок и снижение их производительности с уве-

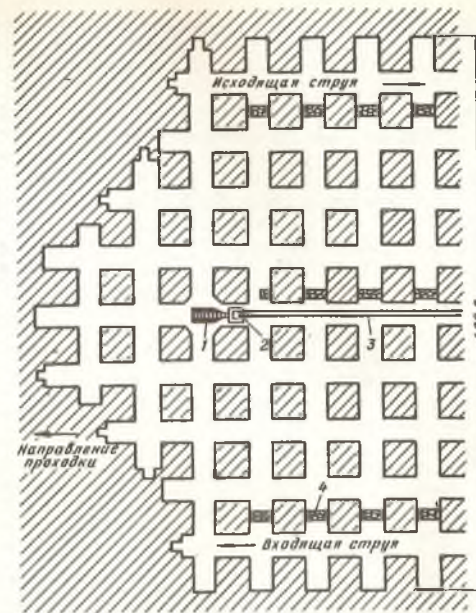


Рис.33. Схема разработки пологопадающего калийного месторождения камерной системой с оставлением квадратных целиков и доставкой безрельсовыми машинами:

1 - погрузочно-доставочная машина; 2 - разгрузочный пункт с дробилкой; 3 - участковый конвейер; 4 - вентиляционная перемычка

личением расстояния до очистного забоя были причиной относительно низких технико-экономических показателей системы разработки. После внедрения мобильных ковшовых погрузочных машин с дизельным приводом стали применять камерно-столбовую систему разработки с квадратными целиками. Ширина камер 16 м, целики имеют размеры 25 × 25 м. Выемка ведется участками шириной 400-500 м. В центре такого участка устанавливается участковый конвейер, соединенный с главной конвейерной линией. Перед участковым конвейером сооружают разгрузочный пункт с дробилкой. Разгрузочный пункт по мере продвижения очистных работ переносят с таким расчетом, чтобы средняя длина доставки не превышала 200 м (рис.33). При камерно-столбовой системе значительно увеличилась концентрация работ. Необходимая площадь выемочных участков при использовании самоходных машин сокращена в 8 раз по сравнению со скреперной доставкой. Число добычных участков сократилось с 14 до 7.

При разработке каменносоляных месторождений, как правило, отработываются залежи большой мощности и камеры имеют обширные размеры, позволяющие с удобством применять различные машины для выемки, погрузки и транспортировки отбитой соли. Высота камер при отработке пластовых месторождений достигает 30 м, а в куполообразных — до 65–100 м. Ширина камер изменяется в пределах от 10–15 м до 30–35 м. В зависимости от расположения камер целики имеют или вид опорных стен, разделяющих соседние камеры, или вид колонн прямоугольного сечения. Потери в целиках составляют около 50%.

Отбойка соли в камерах преимущественно буровзрывная, для проходки разрезных выработок применяются проходческо-очистные комбайны. При доставке соли по камерам и шахте широко применяется самоходное оборудование.

Крутопадающие залежи. Крутопадающие залежи калийных и каменных солей отработываются как с открытым выработанным пространством, так и с последующей закладкой. Применение закладки дает возможность увеличивать высоту камер и этажей.

При мощности залежей до 15–20 м камеры обычно располагают по простиранию, при большей мощности — вкрест простирания. Подготовка основных горизонтов этажная, высота этажа изменяется в широких пределах — от 60 до 225 м. Длина блоков 50–100 м.

Камерная система применяется на Аванском руднике при разработке крутопадающих пластов каменной соли, переслоенных соленосными глинами. Мощность пластов изменяется от 2 до 50 м, а соленосных глин — от нескольких сантиметров до 15 — 19 м. Пласты соли являются сближенными, и там, где мощность междупластья недостаточна, они не отработываются. Соленосные глины неустойчивы и при обнажении всякого бока отслаиваются и обрушаются. Поэтому висячем и лежачем боках отработываемых пластов в камерах оставляются целики. Подготовка шахтного поля — этажно-блоковая и осуществляется системой штреков и квершлагов. Высота этажа 33 — 38 м. Штреки проходят по пластам каменной соли, не подлежащим отработке. У квершлагов на каждом горизонте оставляются целики шириной 30 м (по 15 м с каждой стороны), располагаемые соосно. Блок ограничивается соседними квершлагами и штреками. Размеры блока от 100 × 100 до 120 × 120 м. Между этажами оставляется потолочина мощностью до 18 м. Система разработки камерная с потолкоуглубным забоем. Камеры расположены по простиранию пластов. Ширина камер определяется мощностью пластов, конкретными условиями и обычно не превышает 20–27 м.

Отбойка в камере мелкошпуровая, бурение шпуров осуществляется с навала отбитой соли. Подготовка камеры к отработке начинается с проходки по оси камеры разрезного штрека высотой 3 м и шириной 3 м.

На Солотвинском руднике каменную соль разрабатывают горизонтальными камерами, располагаемыми вкрест простирания соляного купола. Ширина камер 20 м, высота 65 м; ширина междукамерного целика 30 м; извлечение из непр около 25%. Подготовка шахтного

поля этажная. Высота этажа 85 м. Между этажами оставляется потолочина (целик) мощностью 20 м. Из-за большой высоты камер и необходимости добычи соли по сортам камеры разрабатываются горизонтальными слоями мощностью 3 м в нисходящем порядке при мелкошпуровой отбойке.

Подготовка камер к отработке включает в себя проходку камерных восстающих на всю высоту камер со стороны откаточного и вентиляционного штреков. По почве в середине камеры проходится откаточный орт, соединяющий оба восстающих с откаточным штреком. На вентиляционном горизонте вентиляционный орт соединяет оба восстающих с вентиляционным штреком. На подэтажах восстающие сбиваются подэтажными ортами, проходимыми через 6 м, то есть по одному орту на два слоя. Камерный восстающий со стороны откаточного штрека служит для спуска и подъема людей. С откаточного орта машиной типа СЕМ-3 бурят вертикальные солеспуски диаметром 600 мм на всю высоту камеры. Доставка в камерах от забоя к солеспускам осуществляется скреперными лебедками (по две на камеру). Производительность лебедки 350 — 370 т/сутки. Из солеспусков руда поступает на перегрузочные пункты в откаточных ортах, из которых перегружается в шахтные вагонетки. Техничко-экономические показатели такого способа разработки невысокие. Достоинством послонной выемки с мелкошпуровой отбойкой является возможность деления добываемой соли по сортам.

При разработке Стебниковского месторождения калийных солей применяется камерная система разработки с подэтажной отбойкой. Месторождение представлено серией крутопадающих калийных пластов (часто линя) мощностью до 160 м. Угол падения залежей изменяется от 40 до 90° (чаще всего в пределах 45–48°). Размеры залежи по простиранию от 0,5 до 4 км. Рудные пласты и вмещающие породы весьма устойчивы. Система разработки показана на рис.34. Скважины бурят с верхнего орта и с подсечного, который проходится в центре камеры. Для выпуска руды применяются траншеи. Через каждые 9 м от скреперного орта проводятся рудовыпускные сбойки к подсечному орту шириной 3 м и высотой 3 м, так что кровля этих сбоек находится на уровне почвы подсечного орта. Чтобы не допустить больших потерь руды в траншее, ее борта оформляются с углом наклона не менее 45°. Начинают отработку камеры после образования отрезной щели у лежачего бока на всю ширину камеры. Разделка отрезной щели производится глубокими скважинами. Для выпуска руды вместо скреперов в последнее время применяют вибропитатели.

Значительно усовершенствованы системы разработки на калийных рудниках ФРГ, где семь предприятий разрабатывают крутопадающие калийные пласты. Совершенствование системы в последние годы шло по пути увеличения высоты этажа и применения самоходного оборудования на подготовительных работах. Высота этажа на рудниках ФРГ изменяется от 100 до 225 м (рис.35), длина блока обычно принимается равной 100 м. Целики оставляются около блоковых восстающих и откаточных горизонтов. Потери в целиках не превышают 10–15%. На подготовительно-нарезных работах применяется самоходное

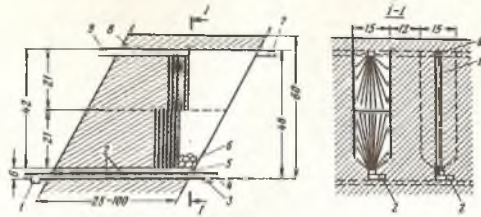


Рис.34. Система разработки камера-этаж с применением глубокой скважинной отбойки на Стебниковских калийных рудниках:
1 - вспомогательный откаточный штрек; 2 - рудовыпускные сбойки; 3 - откаточный штрек; 4 - скреперный орт; 5 - подсечной орт; 6 - траншея; 7 - вентиляционный штрек; 8 - верхний орт; 9 - вспомогательный вентиляционный штрек; 10 - расчетная сбойка

оборудование, которое перемещается с подэтажа на подэтаж, а также на откаточный горизонт с помощью спирального съезда, оборудуемого для подготовки нескольких блоков. На буровых работах применяются самоходные установки, ВВ доставляется и взрывается в шпур с помощью доставочно-взрывных машин. Отбитая при проходке руда дробильными погрузочно-доставочными машинами доставляется к рудоспускам. Отбойка руды в камере подэтажная, почвоуступная. Высота подэтажа 20 м. Для бурения взрывных скважин используют легкие бурильные установки.

Отработанные камеры закладываются хвостами обогащения, которые подаются в камеру самотеком с вентиляционного горизонта. Закладка позволяет увеличивать высоту этажа. От ствола к блоку закладочный материал доставляется ленточными конвейерами. Для сбора рассолов, поступающих из закладочного массива, ниже откаточного горизонта устраивают специальную выработку. Система характеризуется большим объемом подготовительно-нарезных работ (11 м на 1000 т руды). Несмотря на это за счет высокого уровня механизации проходческих работ обеспечивается сравнительно высокий уровень производительности труда - более 30 т в смену на подземную работу.

8.2. Камерная система разработки с управлением кровли плавным опусканием на податливых целиках

Камерная система разработки с плавной посадкой кровли на податливые, постепенно разрушающиеся целики, реализуется при использовании комбайнов с регулируемым по высоте рабочим органом. Необходимость таких комбайнов объясняется тем, что сближение кровли с почвой в комбайновой заходке (камере) начинается еще до ее полной

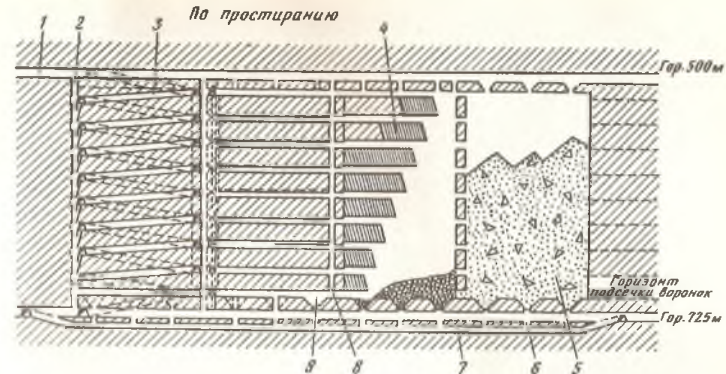


Рис.35. Система разработки с почвоуступной отбойкой соли из подземных выработок и выпуском ее через воронки:
1 - закладочный штрек; 2 - рудоспуск; 3 - спиральный съезд; 4 - уступ; 5 - закладка; 6 - главный откаточный штрек; 7 - штрек для стока рассола; 8 - боковой восстающий; 9 - воронка выпуска руды

отработки. Чтобы комбайн не оказался зажатым в камере, при отгоне требуется опустить его рабочий орган.

В Солигорском бассейне при этой системе разработки применяли комбайны типа 6РМ-2В фирмы "Джой" (США) и ПК-10. Ширина камер была 4,3 м при комбайне 6РМ-2В и 5,3 м при комбайне ПК-10, высота камер соответственно 2,50 и 2,65 м. Ширина податливых междуканерных целиков изменялась от 2,5 до 1,5 м при глубине 400 м и от 5,0 до 1,2 м при глубине работ 540 м. Экспериментально установленная ширина целиков в первом случае составила 1,5 м, а во втором - 1,2 м.

Схема отработки панелей (шириной 400 м) при применении податливых целиков была принята в 3-х основных вариантах: с делением двусторонней панели на блоки и расположением камер параллельно оси панели, без деления панели на блоки с перпендикулярным или косым расположением камер по отношению к оси панели. В настоящее время применяются в основном односторонние панели шириной 300-400 м, которые делятся на блоки длиной 300-400 м и шириной 180-220 м. Камеры располагают параллельно панельным штрекам. Блоки подготавливаются тремя-четырьмя штреками при их сближенном расположении с целью охраны от опорного горного давления. Один из боковых штреков является выемочным, второй - конвейерным, остальные - транспортными. В блоке обычно работает один комбайн.

На рис.36 приведена общая схема подготовки панели, применяемая на пласте II горизонта 1-го Солигорского рудника, при камерной системе разработки с управлением кровли плавной посадкой на податливых (разрушаемых) целиках, а также вертикальный разрез

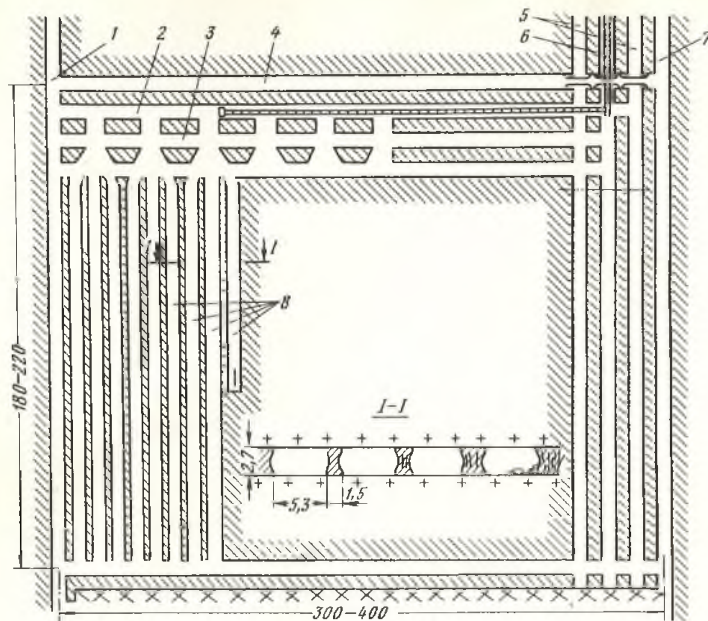


Рис.36. Камерная система разработки с плавной посадкой кровли на податливых (разрушаемых) целиках:
1 - панельный вентиляционный штрек; 2 - боковой конвейерный штрек; 3 - боковые выемочные штреки; 4 - боковой разгружающий (вентиляционный) штрек; 5 - панельные транспортные штреки; 6 - панельный конвейерный штрек; 7 - вентиляционный штрек следующей панели; 8 - камеры

камер. Панель готовится тремя-четырьмя штреками, из которых один вентиляционный, один конвейерный и два-три (в основном три) транспортных штрека. В целях обеспечения большей безопасности вентиляционный штрек следующей панели обычно проходится совместно с панельными транспортными штреками и используется для проветривания и как запасной выход при отработке действующей панели. Порядок отработки панелей - обратный. Панель - односторонняя, т.е. блоки нарезаются лишь с одной стороны. Блоки шириной 180-220 м готовятся тремя-четырьмя блоковыми штреками, при этом подготовка осуществляется теми же комбайнами, которые в дальнейшем работают на очистной выемке. Первые два блоковых штрека используются как выемочные. Поэтому целики между ними прорезаются через каждые 15 м и оставляются поддерживающие целики шириной 3 и длиной 6 м

122



Рис.37. Характер разрушения податливых целиков

неправильной формы. Третий блоковый штрек является конвейерным и оборудуется скребковыми конвейерами типа СП-80К. Блоковый штрек является разгрузочной выработкой и может также служить для возвратно-точной схемы проветривания панели с помощью вентиляционного штрека следующей панели или как запасной выход.

Очистные работы в блоке ведутся в обратном по отношению к панельным транспортным штрекам порядке. Очистная выемка осуществляется комбайнами в комплексе с бункерами-перегрузчиками и самоходными вагонами. Руда от комбайна поступает на бункер-перегрузчик, с него после заполнения - на самоходный вагон, а вагоном транспортируется к блоковым конвейерам СП-80К, которые могут быть оборудованы специальными осредняющими приемными емкостями. С блоковых конвейеров руда передается на панельный ленточный конвейер (КЛЗ-500, КЛЗ-600 или КРУ-350).

Параметры системы разработки следующие: длина очистных камер 150-200 м, высота камер зависит от мощности пласта и составляет 2,5-2,7 м; ширина камер зависит от типа применяемого комбайна, для комбайна "Урал-10КС" она составляет 4,3 м; ширина межкамерных целиков 1,2 м; ширина целиков между блоковыми штреками принимается 3 м. Так как способ управления кровлей - плавная посадка на податливые (разрушаемые) целики, то в отработанном пространстве происходит заметное сближение кровли и почвы камер, а межкамерные целики сначала сжимаются, а затем разрушаются. Характер разрушения целиков иллюстрирует рис.37.

Обычно кровля 4-й или 5-й отработанной камеры (считая от массива) уже обрушается. Для крепления кровли камер и штреков применяется штанговая винтовая и железобетонная крепь.

16-2

123

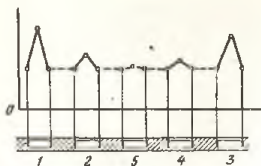


Рис.38. Интенсивность вертикальных смещений кровли и почвы камер при отработке блока на руднике Аллан:
(1 - 5 - последовательность отработки камер в блоке)

Основное достоинство рассматриваемой системы разработки состоит в повышении извлечения из недр руды до 70-76%, что почти вдвое выше, чем при системе разработки с жесткими целиками.

Оригинальная разновидность камерной системы разработки с применением податливых целиков применяется на канадском руднике "Аллан Поташ Майна", разрабатывающем сильвинитовый пласт на глубине 1033 м. Особенностью рудного тела и кровли является наличие глинястых прослоек через каждые 0,76 м. Первоначальные работы с жесткими целиками не обеспечивали устойчивости кровли. Было установлено, что разрушение кровли и почвы камер происходит в результате деформаций изгиба и сдвига пород. Кровля чаще всего обрушалась в результате сдвига, а почва - в результате изгиба (первый прослой глины в почве ближе к выработке, чем в кровле). Выяснилось также, что если между параллельными выработками оставляется достаточно узкий целик, новая выработка полностью или частично находится в зоне пониженного горного давления - зоне разгрузки. Таким образом, при проходке первой выработки обеспечивается более благоприятное распределение напряжений в непосредственной кровле второй выработки. В конечном итоге наибольшее распространение получила система разработки блоками из пяти штреков шириной 9,1 м. Ширина междукamerных целиков, обеспечивающих безопасную отработку камер и достаточную податливость, изменяется от 6,7 до 8,2 м (чаще всего 7,6 м). Между блоками из пяти штреков оставляются целики размером 180 м. На рис.38 показаны последовательность отработки камер и интенсивность вертикальных смещений пород кровли и почвы в отдельных выработках. Указанная на рисунке последовательность отработки обеспечивает высокую устойчивость штрека (камеры) № 5, высокую устойчивость двух соседних штреков № 2 и № 4, при этом штрек № 4 более устойчив, чем штрек № 2. Наружние штреки после отработки блока обрушаются, так как из-за больших нагрузок на опорные целики в кровле этих выработок развиваются значительные деформации. Отработка камер ведется комбайнами в комплексе с самоходными вагонами.

Проветривание очистных выработок производится вентиляторами местного проветривания типа СВМ-5. Воздух к камерам поступает по транспортным панельным и блоковым штрекам, а отработанная струя отводится либо на панельный вентиляционный штрек, либо через разгрузочную блоковую выработку на вентиляционный штрек соседней панели. В последнем случае отработанная струя перебрасывается через откаточные панельные штреки с помощью кроссингов.

Производительность комбайновых комплексов на очистных работах составляет до 30-35 тыс. т руды в месяц на работающий комбайн.

Основное достоинство рассматриваемой системы разработки состоит в повышении извлечения из недр руды до 70-76%, что почти вдвое выше, чем при системе разработки с жесткими целиками.

Переход на системы с податливыми целиками обеспечил повышение технико-экономических показателей работы рудника за счет снижения аварийности, затрат на крепление выработок, большой маневренности транспорта.

§ 3. Системы разработки длинными очистными забоями с обрушением кровли

Системы разработки длинными очистными забоями (лавами) с управлением кровлей полным обрушением применяются на калийных предприятиях Франции, Испании [34] и СССР (Старобинский бассейн). В США [35] этой системой разработки добывается трона ($\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{NaHCO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) - легкорастворимая соль.

Преимуществами систем разработки длинными очистными забоями перед камерными являются более высокая степень извлечения полезного ископаемого (до 95% на рудниках Франции) и возможность выемки маломощных пластов с небольшим разубоживанием, недостатком - необходимость крепления призабойного пространства лав и подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ, что удорожает добычу.

В отечественной практике системы разработки длинными очистными забоями применяются на Старобинском месторождении калийных солей.

Можно выделить три варианта применяемых систем:

- система разработки длинными столбами (при выемке пласта на полную мощность без разделения на слои);
- слоевая система при выемке слоев длинными очистными забоями;
- слоевая система при комбинированной выемке слоев: верхнего - лавами, нижнего - камерами.

Выемка лавами на полную мощность была применена при отработке Третьего пласта с использованием механизированных комплексов КМ-81 или КМ-81Э (рис.39).

Подготовка участка для отработки пласта производится следующим образом. Две спаренные лавы подготавливаются 7-ю штреками. Из них один конвейерный располагается в середине столба, а рядом с ним располагаются выемочные штреки обеих лав. Между конвейерным штреком и выемочными штреками лав оставляются целики шириной 3 м, которые прорезаются через 50-80 м для установки в них просековых скребковых конвейеров. Длина лав принимается от 60 до 90 м. На флангах выемочного столба проходятся вентиляционные (по одному) и разгрузочные (по одному) штреки, между которыми оставляются целики шириной 3 м. Между подготавливаемым к отработке столбом и выработанным пространством оставляется целик шириной 20-40 м. Поэтому ширина столба, обрабатываемого двумя лавами, составляет от 165 до 250 м. Длина же выемочного столба колеблется в основном в пределах 1-2 км.

Выемка калийных пластов на полную мощность длинными забоями

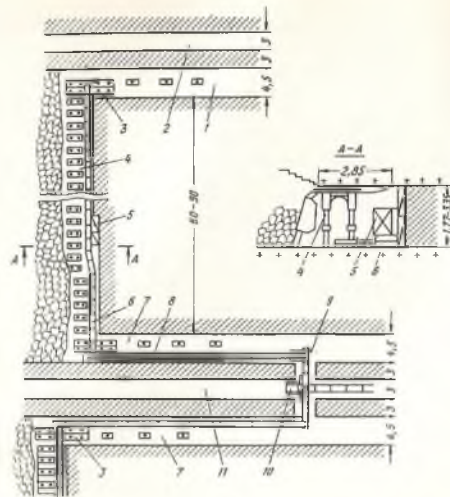


Рис.39. Система разработки длинными столбами с применением механизированного комплекса КМ-819:
 1 - вентиляционный штрек; 2 - разгружающий штрек; 3 - гидравлическая крепь сопряжений; 4 - механизированная гидравлическая крепь; 5 - комбайн; 6 - забойный конвейер; 7 - конвейерный штрек лавы; 8, 9 - просековые скребковые конвейеры; 10 - панельный ленточный конвейер; 11 - конвейерный панельный штрек

также известна из практики работы рудников компании "Потосас де Наварра" (Испания) [34]. Пласт мощностью 2 м обрабатывается лавами длиной 160 м. Выемка ведется барабанным комбайном двустороннего действия типа АВ-16 фирмы "Андерсон Бойс". Длина комбайна 12 м, масса 23 т, величина захвата 0,9 м. Передвижение комбайна вдоль лавы осуществляется с помощью автоматической гидравлической лебедки фирмы "Андерсон Бойс". В лавах применяется механизированная крепь стреловидного типа "Маррель" 14-27. Каждая секция снабжена гидродомкратом, позволяющим устанавливать крепь в надлежащем положении. Рабочая нагрузка на секцию крепи 109 т, давление в гидросистеме 45 МПа. Передвижка конвейера осуществляется с помощью гидродомкрата с шагом передвижки 0,85. Вспомогательным транспортным средством в лаве является монорельсовая дорога "Шарф" с приводом мощностью 40 кВт, напряжением 500 В. Привод обеспечивает тяговое усилие 3000 кг и скорость транспортировки 2 м/с. По монорельсовой дороге доставляются в ла-

ву для монтажа элементы механизированной крепи, а также различные материалы и оборудование.

Для доставки руды в пределах участка используется ленточный конвейер "Мекс" с шириной ленты 600 мм. Конвейер снабжен приводной головкой с двумя двигателями мощностью по 75 кВт каждый, скорость движения конвейерной ленты 2,7 м/с. Пропускная способность конвейера, рассчитанного на обслуживание трех лав, составляет 750 т/ч. В качестве перегружочного конвейера применяется конвейер "Вестфалия" Р1 с двумя приводными головками мощностью 40 кВт каждая, расположенный в нижнем выемочном штреке.

Технико-экономические показатели применения системы: максимальная суточная добыча 2596 т, средняя 1500 т; производительность труда забойного рабочего по лаве 80-90 т в смену; скорость продвижения лавы 2,18 м/сут.

Слоевая выемка длинными очистными забоями с обрушением кровли на Старобинском месторождении применена при отработке Второго пласта. Особенностью системы является отработка пласта силвинита двумя отдельными слоями (верхним и нижним) с оставлением межслоевой пачки каменной соли в выработанном пространстве. Отработка каждого слоя ведется спаренными лавами, при этом одна из лав опережает другую на 30-50 м. Выемка верхнего слоя ведется с небольшим опережением, составляющим 4,5-6,5 м.

Подготовка участка, как и при выемке пласта на всю мощность, осуществляется 7-ю штреками, обеспечивающими работу лав как верхнего, так и нижнего слоя.

Перспективным направлением повышения эффективности двухслойной выемки на Солигорских рудниках является переход на отработку спаренными лавами при одновременном использовании для добычи 2-х высокопроизводительных комбайнов EW-170 L (ФРГ). Особенностью подготовки участка при такой добыче является проведение в середине выемочного столба каждой из спаренных лав вентиляционного штрека одним ходом комбайна ПК-8 (рис.40). Общая длина лавы составляет 200 м, длина столба (панели) 1600 м. Опережение выемки верхнего слоя 4,5-7,1 м.

Разработка спаренными лавами с использованием в каждой 2-х комбайнов дает возможность в 1,5 раза увеличить нагрузку на очистной забой и довести ее до 50-60 тыс.т в месяц. При этом представляется возможным использовать при очистной выемке высокопроизводительные комбайны EW-170 L без разделки ниш или чрезмерного расширения бортовых штреков (до 7,0 м) лав. Недостатком такой схемы является сложность взаимовязки работы комбайнов, достоинством - уменьшение на 10-15% объема подготовительных работ, числа сопряжений лав со штреками, количества используемого оборудования.

При разработке Третьего пласта Старобинского месторождения применяется комбинированная система разработки: верхний пропласток силвинита обрабатывается длинными очистными забоями, а нижняя часть пласта - камерной системой разработки. Пропласток галита остается в выработанном пространстве.

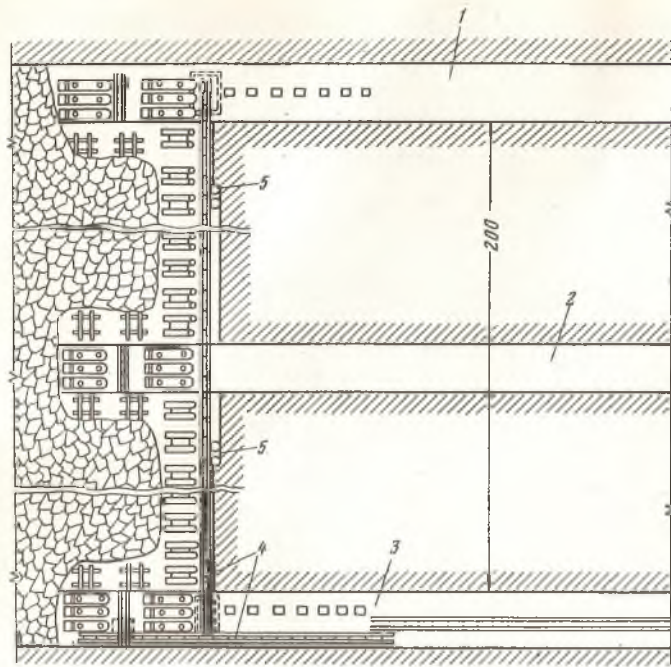


Рис.40. Схема лавы для совместной работы двух очистных комбайнов:
1 - вентиляционный штрек; 2 - промежуточный штрек; 3 - конвейерный штрек лавы; 4 - скребковые конвейеры; 5 - очистный комбайн

Сопоставление показателей добычи различными системами разработки в условиях Старобинского месторождения дается в табл.31.

Как видно из таблицы, себестоимость добываемой длинными очистными забоями руды выше, чем при камерной системе разработки. Однако снижение разубоживания приводит к значительному уменьшению расходов по ее переработке на обогатительных фабриках (уменьшение реагентов, энергетических затрат и др.), в результате чего в целом по горнообогатительному комплексу достигается значительная экономия. Кроме того, при повышении качества добываемого ситвинита уменьшается объем "хвостов" обогащения, хранение которых на поверхности, помимо высоких затрат, представляет сложность в смысле нарушения нормальной экологической обстановки.

И, наконец, высокая степень использования месторождения делает системы разработки длинными очистными забоями наиболее приемлемыми в условиях с ограниченными запасами.

6421
Таблица 31

Показатели	Выемка Второго пласта		Выемка Третьего пласта			
	камерной системой с применением комплексов	"Урал 10КС"	длинными очистными забоями с комплексами КМК-97	камерной системой с комплексом ПК-8 и бурсыррыльными работами	длинными очистными забоями с комплексом ПК-8	комбинированной системой с комплексами КМК-97 и "Урал 10КС"
Содержание КС1 в добываемой руде, %	26-28	26-28	35-37	22-24	32-34	26-28
Извлечение КС1 при добыче, %	65-70	65-70	70-80	30-35	45-50	70-80
Производительность труда забойного рабочего, т в смену	150-170	120-150	70-90	80-100	90-100	100-120
Себестоимость добычи 1 т руды по участку, руб.	0,6-0,8	0,7-0,8	1,1-1,4	0,8-0,9	1,2-1,5	0,9-1,1

ГЛАВА IV
ГАЗОДИНАМИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ НА КАЛИЙНЫХ РУДНИКАХ

§ 1. Классификация газодинамических явлений

При отработке карналлитовых и сильвинитовых пластов основных калийных месторождений СССР – Старобинского и Верхнекамского, а также на калийных рудниках других стран (ГДР, Франция) наблюдаются газодинамические явления [7, 8, 36]. Наибольшую опасность представляют внезапные выбросы соляных пород и газа. В силу внезапности и нередко большой интенсивности проявлений выбросы вызывают нарушения технологии ведения горных работ, простои забоев и оборудования, оказывают отрицательное психологическое воздействие на рабочих.

Газодинамические явления на калийных рудниках Верхнекамского месторождения имеют место с начала отработки карналлитового пласта В на Соликамском (1932 г.) и I Березниковском (1952 г.) комбинатах. Внезапными выбросами сопровождается и отработка сильвинитовых пластов АБ и Красный П на II Березниковском руднике.

Наибольшее количество выбросов и газопроявлений приурочено к карналлитовому пласту В (свыше 500 случаев на Соликамском и около 100 случаев на I Березниковском комбинате в год).

При отработке сильвинитовых пластов на II Березниковском руднике с 1968 по 1973 г. зарегистрировано около 60 газодинамических явлений.

На Старобинском месторождении газодинамические явления стали отмечаться с начала отработки третьего калийного горизонта. С 1963 по 1973 г. было отмечено более 300 динамических явлений.

Газодинамические явления, происходящие в калийных рудниках, подразделяют на выбросы соли и газа, внезапные обрушения соляных пород, сопровождающиеся газовыделениями, и проявления комбинированного типа.

Выброс соли и газа – быстрый, лавинообразный процесс разрушения и выноса разрушенной породы в горную выработку, сопровождающийся звуковыми эффектами (звук выстрела или варыва), воздушной волной и кратковременным газовыделением.

Интенсивность выбросов на отечественных рудниках сравнительно невелика: при отработке карналлитовых пластов в среднем 5–10 т (максимальная 6230 т); при отработке сильвинитовых пластов в среднем 50–60 т (максимальная 620 т).

Выбросу иногда предшествуют предупредительные признаки: отслаивание кусочков пород, потрескивание массива, изменение цвета соляных пород, прогиб кровли, усиленное (иногда со свистом) выделение газа из шпуров и трещин. Часто внезапным выбросам сопутствует наличие геологических трещин, заполненных вторичными минералами, резкое (мульдобразное) погружение пласта под углом более 30° , выклинивание слоев на небольших (1,5–4,0 м) расстояниях, замеше-

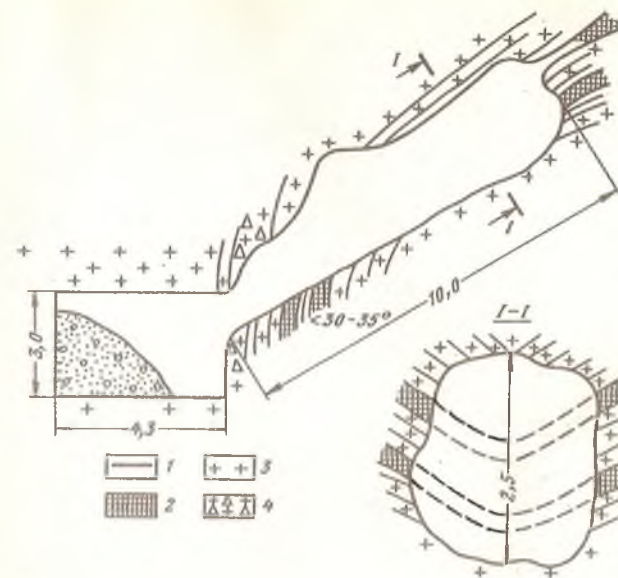


Рис.41. Форма полости выброса соли и газа на Солигорском калийном руднике:
1 – глина; 2 – карналлит; 3 – каменная соль; 4 – каменная соль брекчевидной структуры

ние продуктивных слоев каменной солью или глинисто-карналлитовой породой, увеличение количества и мощности глинистых прослоев, уменьшение или увеличение мощности продуктивных слоев более чем в 1,5 раза.

В результате выбросов в соляном массиве обычно образуются полости глубиной от 0,1 до 10 м, имеющие округлое очертание стенок. Стенки, как правило, разбиты характерной трещиноватостью, ориентированной перпендикулярно к длинной оси выброса (рис.41). Разрушенная при выбросе соль отбрасывается от места выброса на значительные расстояния.

Выбросы происходят из забоя, кровли, почвы и стенок горных выработок при машинной выемке, взрывных работах и в отсутствии горных работ ("заподалье"). Выбросы при отсутствии горных работ представляют наибольшую опасность, потому что некоторые из них не сопровождаются предупредительными признаками.

Внезапные обрушения породы кровли (разрушения пород почвы) –

быстропротекающий процесс разрушения пород кровли (почвы) очистных и подготовительных выработок, камер сопряжений, который происходит под действием горного давления и давления свободно содержащихся газов и может сопровождаться местными звуковыми эффектами и последующим газовыделением.

Обрушения происходят без значительного отброса пород от места разрушения; обрушенные породы представлены отдельными блоками и глыбами. Полости обрушений имеют форму, близкую к усеченному конусу с большими размерами нижнего основания (до 15 м) и небольшой, в сравнении с основанием, высотой. В отличие от полостей выбросов стенки не имеют характерной трещиноватости, могут быть расщепления пород по напластованию.

Обрушению пород иногда предшествуют предупредительные признаки: прогиб слоев кровли (особенно на сопряжениях), образование трещин, потрескивание пород, характеризующее их начальное разрушение.

Обрушения пород значительной интенсивности (до 500 т) имеют место при взрывных работах, а также на сопряжениях в камерах при нарушении проектных параметров разработки.

Обрушениям способствует усиленное горное давление, большая площадь обнажений, а также развитая трещиноватость пород кровли. Трещины оконтуривают обрушения и с ними связаны.

Явления комбинированного типа представляют собой быстропротекающее обрушение пород кровли (разрушение пород почвы), вызывающее внезапное обнажение выбросоопасных пород с последующим развитием процесса в форме внезапного выброса соли и газа. Для явлений такого типа характерны все предупредительные и сопутствующие признаки, характерные для внезапных обрушений и выбросов. Зарисовка места комбинированного газодинамического проявления на II Березниковском руднике приведена на рис.42.

К числу явлений комбинированного типа относят также газовыделение с последующим обрушением и отрыв породы под действием давления сульфурного газа при подходе выработок к достаточно крупным трещинам, заполненным газом под большим давлением. Внешним признаком отрыва является полость, вскрывшая трещинку, неправильной формы, а также разрушенная порода — один или несколько кусков неправильной формы.

В отдельных случаях из-за слабо выраженных отличительных признаков, а также малой интенсивности, имевшее место, газодинамическое явление трудно отнести к тому или иному виду.

§ 2. Современные представления о причинах и механизме внезапных выбросов соли и газа

По современным представлениям развитие и протекание внезапного выброса определяет целый ряд факторов, главными из которых являются: газоносность пород и давление свободно содержащегося газа; напряженное состояние массива в зоне влияния горной выработки; прочностные, деформационные и фильтрационные характеристики выбросоопасных пород, наличие геологических нарушений.

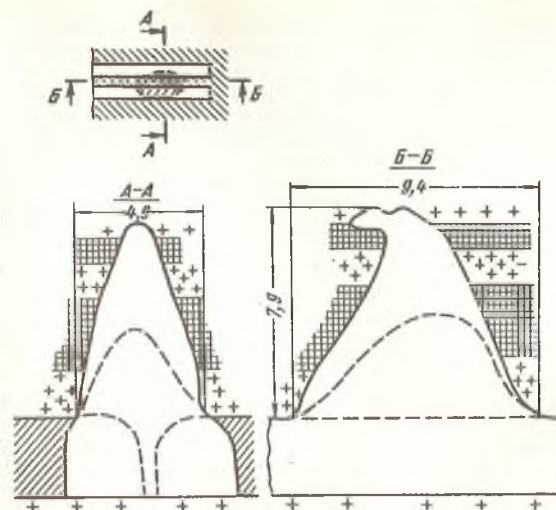


Рис.42. Зарисовка места обрушения кровли и внезапного выброса в ходках камеры по пласту АБ

Одна из известных гипотез связывает проявление внезапных выбросов с наличием в соляном массиве выбросоопасных зон, характеризующихся повышенной газоносностью и пониженной прочностью соляных пород. С приближением горной выработки к этим зонам на определенное (критическое) расстояние происходит развязывание и протекание выбросов. Разрушение и отброс пород из полости выброса происходит за счет энергии газа, заключенного в выбросоопасных зонах.

Согласно другой гипотезе, выбросоопасные зоны образуются под воздействием газонасыщенных растворов, проникающих по геологическим трещинам. Наличие газа под давлением в порах выбросоопасных пород снижает их прочностные свойства. Развитие выброса происходит при обнажении пород выбросоопасных зон добычными работами на достаточной площади. При этом происходит разрушение пород и освобождение 90—95% объема микровключенного газа, находящегося между отдельными кристаллами. Скорость газа максимальна в полости выброса, а в выработке, вследствие резкого увеличения сечения, скорость снижается.

В процессе развития выброса размеры полости увеличиваются, при этом постепенно меняется соотношение объемов отбрасываемой и разрушенной соли. При отношении этих объемов, равном 0,25, выброс прекращается из-за подбучивания полости. Затухание выброса связано с образованием защитного слоя пород на фронте выброса, где газонос-

631

ность и давление газа малы из-за интенсивной трещиноватости. В зоне защитного слоя возрастают горизонтальная и вертикальная составляющие напряжений, которые вызывают уменьшение пористости и трещиноватости пород.

По результатам исследований последних лет механизм выброса соли и газа связывается с образованием в самом массиве волны растяжения, которая создает зону дробления (откольные явления). Под действием этой волны породы разрушаются на отдельные слои. Пространство между слоями заполняется газом, и при достаточных энергиях пород и давления газа происходят отрыв и разрушение слоя, вынос разрушенных пород из полости выброса. Быстрый отрыв слоя вызывает очередное распространение волны растяжения и создает условия для отрыва последующих слоев.

§ 3. Прогноз газодинамических явлений

Прогноз газодинамических явлений и прежде всего внезапных выбросов соли и газа предполагает выявление выбросоопасных зон для своевременного применения защитных мероприятий.

К числу известных методов прогноза, используемых при шахтной разработке калийных месторождений, относятся: прогноз по геологическим признакам, Фрейбергский метод прогноза по керну, по газовой выделению и давлению газа, акустические методы определения газоносности пород и выбросоопасных зон, комплексные методы.

Прогноз по геологическим признакам. Сущность метода заключается в установлении приуроченности проявления газодинамических явлений к определенным типам геологических нарушений или изменений условий залегания и фациального состава пластов.

На Солигорских калийных рудниках при отработке третьего калийного горизонта наиболее интенсивные выбросы приурочены к мульдам погружения. Породы в таких зонах характеризуются пониженной прочностью, повышенной газоносностью и наличием большого количества относительно мощных глинистых прослоев.

Основными геологическими признаками наличия выбросоопасных зон для третьего горизонта являются: резкое погружение пластов под углом более 30° , полное или частичное замещение слоев каменной соли и сильвинита глинисто-карналлитовыми породами, выклинивание пласта, увеличение мощности продуктивных слоев пласта более чем на 50%, резкие пережимы пласта.

Дополнительными признаками могут служить: наличие геологических трещин; появление зон перекристаллизации первичных минералов; появление в забое и стенках выработок небольших пустот или трещин, заполненных рассолом; наличие в кровле пород глинисто-карналлитовой зоны (на расстоянии менее 1 м от выработки); увеличение в 2-3 раза количества и мощности глинистых прослоев в пределах отработываемого пласта.

Для условий разработки карналлитового пласта В Верхнекамского месторождения основными признаками выбросоопасности являются:

увеличение мощности шестого слоя пласта В более чем на 50%; зоны разрывов каменной соли пласта ВГ; зоны антиклинальных складок пласта В; зоны замещения карналлитового пласта В вторичными минералами и каменной солью.

Дополнительными признаками могут являться: изменение цвета и шелушение карналлита в забое и на стенках выработки, появление "хрустящего" карналлита.

Для пластов АБ и Красный II предупредительными признаками могут являться: локальные замещения соляных пород глинистым материалом в мульдах синклиналией; локальные зоны дробления соляных пород; наличие открытых трещин (полостей) в соляных породах; резкое сокращение мощности пластов.

Фрейбергский метод прогноза по керну. Этот метод был предложен в ГДР для калийных рудников и получил название Фрейбергского.

Было установлено, что при керновом бурении в выбросоопасных зонах происходит разделение керна на отдельные выпукло-вогнутые диски, при этом чем больше степень выбросоопасности, тем тоньше оказывается толщина дисков. В зонах высокой выбросоопасности при керновом бурении в шпурах происходили микровыбросы, а в слабых карналлитовых породах керн разрушался совсем. Выяснилось, что разделение керна на диски не зависит ни от геологических, ни от технических условий бурения, а происходит за счет напряжений отрыва в зоне разгрузки торцовой части керна.

Для прогноза по керновому бурению на исследуемом участке выработки бурят скважины (не менее двух) на глубину, превышающую примерно в 1,5 раза максимальный размер сечения выработки. Бурение ведут специальной коронкой, позволяющей получать керн диаметром порядка 70 мм. При описании извлеченного керна выделяют участок с наибольшим числом дисков керна толщиной не более 1 см, который соответствует зоне максимально нагруженных пород. Степень выбросоопасности участка устанавливают исходя из числа дисков в зоне максимальной нагрузки и расстояния этой зоны от стенки выработки.

Разделение керна на диски является комплексным показателем выбросоопасности и характеризует напряженное состояние и свойства выбросоопасных пород. Однако применение этого метода при комбайновой выемке затруднительно.

Метод вдавливания пуансона в стенки скважин. Напряженное состояние и свойства выбросоопасных соляных пород помимо кернового бурения также определяют методом вдавливания пуансона в стенки скважин. Для осуществления метода в массиве соли бурят скважины, а затем многоточечным гидравлическим датчиком производят вдавливание пуансона через каждые 0,1 м по длине скважины. Степень выбросоопасности пород и наиболее опасные участки устанавливают исходя из усилий вдавливания и глубины внедрения пуансона.

Прогноз по газовой выделению и давлению газа. Для прогноза выбросоопасных зон при отработке калийных пластов месторождений ГДР в качестве критериев используют общую газоносность пород, скорость и количество газовой выделению, а также давление газа. Однако пределы опасных значений этих показателей пока не установлены.

В отечественной практике для прогноза по газовому фактору величину давления газа в породах кровли сопоставляют с величиной давления, вызывающего внезапное разрушение пород. Давление газа в породах кровли определяют по замеряемой интенсивности роста газового давления в шпуре дегазационного бурения, загерметизированном специальным газозатвором. Разрушающее давление газа определяется расчетом или устанавливается специальными экспериментами. Оперативная оценка опасности выполняется с помощью приборов ПБ-1 или ПБ-2 конструкции ВНИИГ.

Акустический метод определения газоносности. Метод основан на относительной оценке газоносности породы по газу, остающемуся в буровом штоке. Сущность метода заключается в усилении и регистрации интенсивности шумовых эффектов, проявляющихся за счет разрушения кристаллов и выделения микропузырьков газа при растворении штока.

Для определения акустических характеристик соляных пластов предложено несколько конструкций специальных приборов. Первый отечественный прибор ПАП-1 был разработан в Пермском политехническом институте для определения уровня шумности при растворении соляных пород. В последующем было предложено в качестве критерия выбросоопасности использовать не уровень шумности, а прирост звуковой энергии, что повышает разрешающую способность прибора. Прибор ПАП-ЛГИ был разработан Ленинградским горным институтом. Отличие этого прибора от предыдущего заключается в том, что он фиксирует не уровень шумности, а суммарное количество импульсов, регистрируемых при растворении навески пород в 10 г, с размерами фракций 3-5 мм.

Степень выбросоопасности оценивается исходя из замеренной акустической активности пород (количества импульсов в минуту) и глубины отбора проб.

Сейсмоакустический метод с использованием серийной звукоулавливающей аппаратуры типа ЗУА-4 опробован Пермским политехническим институтом на II Березниковском руднике. В настоящее время на руднике смонтирована и действует одна установка с датчиками - геофонами типа СМВ-30 или С120, установленными в шпур на расстоянии 15-20 м от очистных забоев на нескольких добычных участках.

С помощью этой аппаратуры ведется прослушивание шумности соляного массива в период ведения и остановок очистных работ.

Применение метода осложняет трудность выделения уровня шумности от горного оборудования и тресков массива пород при их разрушении. Существенным недостатком метода является отсутствие однозначной взаимосвязи между уровнем шумности массива и проявлением выбросов.

Ультразвуковой метод прогноза был опробован на калийных рудниках ГДР. Было установлено, что скорость распространения волны в выбросоопасных, газонасыщенных соляных породах существенно отличается от безопасных пород. Однако опробование метода в натуральных

условиях для оконтуривания опасных зон не дало желаемых результатов из-за большого числа факторов, влияющих на скорость распространения упругих волн.

Эти и другие опробования акустических методов в калийных рудниках свидетельствуют о том, что вследствие большой разнородности калийных пород по составу и строению они не могут однозначно характеризовать выбросоопасные зоны.

Комплексные методы прогноза. Для прогноза выбросоопасности в калийных рудниках возможно сочетание рассмотренных выше методов. Хорошую надежность прогноза дает использование кернового метода в совокупности с определением газосодержания и давления газа. Весьма эффективно прогнозирование по геологическим признакам совместно с акустическим и керновым методами. Недостатком комплексных методов является высокая трудоемкость их реализации.

§ 4. Защитные мероприятия при отработке выбросоопасных пластов

Защитные мероприятия при отработке выбросоопасных калийных пластов направлены на исключение и ослабление действия основных факторов, определяющих выбросоопасность, а также на предотвращение травм рабочих и повреждений оборудования.

Для снижения напряженного состояния выбросоопасных зон на калийных рудниках применяются или были опробованы различные методы: гидроразрыв и гидровывыв пород, бурение опережающих скважин большого диаметра, сотрясательное взрывание, отработка защитных пластов и др.

Создание зон разгрузки с помощью гидроразрыва или гидровывыва изучено в лабораторных условиях и опробовано на карналлитовом пласте В Соликамского рудника. При длине шпуров от 2 до 5 м, глубине герметизации от 0,6 до 1,5 м и нагнетании воды под давлением 4 МПа происходит быстрое растворение и трещинообразование карналлита по напластованию, сопровождающееся интенсивным газовыделением. При указанных параметрах нагнетания на один забой необходимо бурить от 3 до 6 шпуров [7].

Практическое применение этого способа на калийных рудниках, несмотря на выявленную его эффективность, сдерживается из-за высокой трудоемкости, нарушения комфортных условий труда, необходимости сооружения в рудниках специальных трубопроводов.

Разгрузка выбросоопасных зон бурения скважин большого диаметра для калийных рудников оказывается малоэффективной. Дегазация пород через скважины, пробуренные параллельно напластованию, весьма низка, разгрузка соляных пород не проявляется. На участках, где бурились скважины большого диаметра, степень выбросоопасности оставалась высокой и имели место проявления выбросов.

Применение сотрясательного взрывания для провоцирования выбросов из-за пластических свойств соляных пород, ограничивающих эффект взрыва, а также нарушений устойчивости выработок (особенно

на участках сопряжений) не дает заметного положительного результата. В то же время на калийных рудниках ГДР известно применение защитных мероприятий по ограничению интенсивности выбросов с использованием энергии выброса для добычи. За счет выбора соответствующих параметров буроварывных работ оказывается возможным инициировать выбросы интенсивностью от 40 до 120 т. Плановое провоцирование выбросов позволяет использовать энергию выброса для отработки и разрушения пород, избегать повреждений горного оборудования и обеспечивать безопасность рабочих. Опыт ГДР может найти применение на Верхнекамских калийных рудниках при отработке карналлитового пласта В, где уже опробованы различные способы отбойки и выявлен ряд факторов, определяющих частоту и интенсивность выбросов. Выяснилось, например, что при работе отбойными молотками интенсивность и частота выбросов ниже, чем при других способах отбойки.

Подработка и надработка пластов как способ борьбы с газодинамическими явлениями в калийных рудниках практически не используется. Это связано с тем, что при камерной системе разработки из-за пластических свойств соляных пород отработка одного из сближенных калийных пластов вызывает плавный прогиб пород междупластья без разрыва их сплошности. При этом проявления внезапных выбросов не исключаются.

Дегазация пород взрывоопасных зон осуществляется за счет бурения дренажных шпуров в кровлю выработок на некотором отставании от забоя (3-5 м). Бурение шпуров впереди забоя или в боковые стенки выработки неэффективно из-за малой газопроницаемости соляных пород. Бурение перпендикулярно к слоистости с пересечением пропластков глинистых пород повышает фильтрацию газа на 2-3 порядка. Глубина бурения определяется расположением глинистых пропластков в кровле выработок и размерами зоны разгрузки и расслоения пород. Диаметр шпуров не оказывает существенного влияния на дегазацию массива в пределах зоны расслоения и принимается в пределах 30-50 мм.

Дренажное бурение шпуров в кровлю выработок является весьма эффективным и в настоящее время служит основным специальным мероприятием при отработке выбросоопасных калийных пластов Старобинского и Верхнекамского месторождений.

Дренажное бурение применяют в качестве как профилактического, так и защитного мероприятия.

Профилактическое бурение осуществляют повсеместно по всем подготовительным и очистным выработкам выбросоопасных пластов. Защитное бурение проводят при появлении сопутствующих факторов и признаков внезапных выбросов или обрушений. Как в первом, так и во втором случае обычно бурят один ряд шпуров по оси выработки, однако при защитном бурении расстояние между шпурами в ряду принимают меньшим, чем при профилактическом.

Параметры профилактического и защитного бурения, принимаемые при отработке сильвинитовых пластов Верхнекамского месторождения, приведены ниже.

Пролет выработки, м.	3,0	4,0-5,0	6,0
Расстояние между шпурами в ряду, мм:			
при профилактическом бурении.	2,0-2,5	2,0-2,5	2,0-2,5
при защитном бурении. . .	0,6	0,6	0,6
Минимальная глубина шпуров, м.	0,6	1,0	1,2

В выработках шириной более 6,0 м (многоходовые камеры, участки сопряжений и др.) кроме профилактического дренажа осуществляют бурение в кровлю глубоких (3-6 м) дегазационных шпуров, располагая их друг от друга на расстоянии 6-8 м.

Возможным вариантом дегазации выбросоопасных пород может явиться ограничение скорости бурения и проходки выработок комбайнами. В отдельных случаях представляется возможной дегазация участков массива за счет их предварительной обработки торпедированием или взрыванием ограниченного заряда.

Для предотвращения травм рабочих, а также для защиты оборудования отработка выбросоопасных пластов на отечественных рудниках осуществляется в соответствии с действующими инструкциями [37], в которых освещаются как общие, так и специальные мероприятия по обеспечению безопасности.

В числе общих мероприятий предусматриваются следующие:

- а) применение специального режима работ, исключающего присутствие людей в местах, опасных по выбросам в определенное время;
- б) применение специального режима проветривания и выполнения взрывных работ;
- в) применение дистанционного управления при бурении дренажных шпуров и геологических скважин;
- г) установка на выемочных комбайнах предохранительных щитов над пультом управления для защиты машиниста.

На калийных рудниках ГДР для защиты от выбросов большой интенсивности предусматривается оставление защитных щеликов, установка защитных перемычек, вывод станков и комбайнов в безопасную зону. Такие мероприятия применяются при отработке опасных зон, установленных методами прогноза, и при провоцировании выбросов взрывными работами.

ГЛАВА V
СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ И ОХРАНА ПРИРОДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ
КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

§ 1. Расширение условий применения систем разработки
с обрушением кровли

Разработка калийных месторождений сопровождается большими потерями ископаемых солей в недрах. Повышение эффективности использования вскрытых запасов главным образом может быть обеспечено за счет более широкого применения систем разработки с обрушением кровли. Однако применение таких систем сдерживается из-за особой опасности проникновения подземных вод в рудники. Угроза затопления привела к прочному убеждению, что разработка калийных месторождений возможна только камерной системой с оставлением междукамерных целиков, при этом целики должны жестко удерживать покрывающие породы и предотвращать возникновение в кровле нарушений и трещин, по которым могла бы проникнуть вода.

Однако проф. Гимм (ГДР) [38] и проф. Андрейчев [16] сформулировали положения, из которых следовало, что при определенных условиях калийные залежи могут разрабатываться и без оставления жестких целиков. Основным условием такой разработки является наличие надежной водозащитной потолочины в кровле залежи. При наличии в разрезе покрывающих пород мощных безводных отложений (прежде всего глина, мергелей, каменной соли) между разрабатываемым пластом и нижним водоносным горизонтом возможна разработка с плавным оседанием пород без опасения проникновения подземных вод в выработанное пространство. В последние годы эксплуатация калийных месторождений в таких условиях системами без оставлений жестких целиков развилась настолько значительно, что на их долю сейчас приходится от 30 до 40% общего объема добычи, учитывая разработки во всем мире.

Наибольший интерес представляют условия применения систем с полным обрушением кровли.

Системы разработки с полным обрушением кровли применяются, например, на калийных рудниках Эльзаса (Франция), где на глубине от 400 до 1100 м разрабатываются два пласта сильвинита.

На калийном руднике Эспараз (Испания) длинными забоями с обрушением кровли отрабатываются два пласта калийных солей (верхний карналитовый, нижний сильвинитовый), разделенных слоем каменной соли мощностью 1 м. Длина очистных забоев составляет от 200 до 300 м. Высота лав равна 1,8 м по сильвинитовому пласту и 2,5 м по карналитовому.

В бассейне Карлсбада (США) на глубинах 200–275 м ведется отработка четырех промышленных пластов сильвинита мощностью от 1,5 до 3,0 м. В течение 30 лет применяется камерно-столбовая система разработки с последующей частичной отработкой целиков. На участке разработки размером 300 × 200 м работы ведут в два этапа. На

140

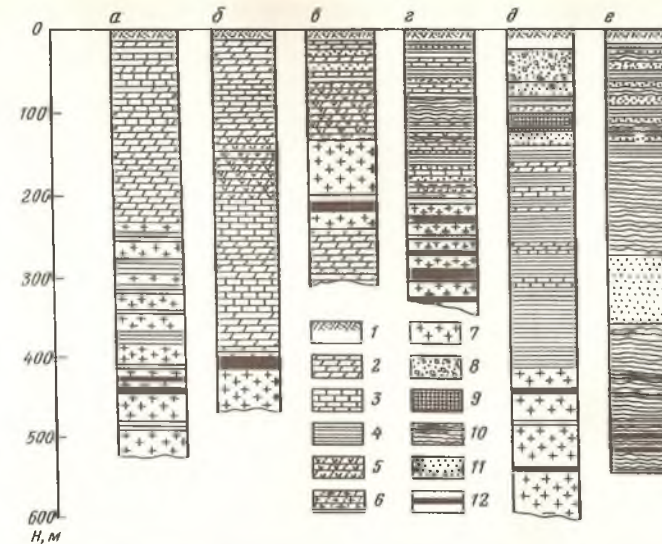


Рис.43. Характерные геологические разрезы месторождений калийных солей, обрабатываемых с обрушением кровли: а - Эльзасское (Франция), б - Каталонское (Испания), в - Наваррское (Испания), г - Карлсбадское (США), д - Старобинское (СССР), е - Трона (США); 1 - почвенный слой; 2 - мергель; 3 - известняк; 4 - глина; 5 - мергель с гипсом; 6 - мергель с галлитом; 7 - галлит; 8 - песчано-гравийные отложения; 9 - мел; 10 - сланцы; 11 - песчаник; 12 - продуктивные горизонты

первом отрабатывают камеры с короткими целиками (12 × 12 м или 20 × 20 м) при извлечении 30–40%. На втором этапе обратным ходом ведется доработка целиков, и извлечение достигает 90–95%. Разрыв времени между первым и вторым этапом работ составляет на разных рудниках от 0 до 10 лет. После доработки остатки целиков разрушаются, и кровля на удалении примерно 200 м от фронта работ, проводимых обратным ходом, смыкается с почвой.

Сопоставление геологических разрезов покрывающих пород на месторождениях, отрабатываемых с полным обрушением кровли, дано на рис.43. Гидрогеологические условия этих месторождений весьма благоприятны. Мощности водозащитной толщи достаточно велики и превышают вынимаемую мощность пластов в 50–100 раз. При этом водозащитная толща в бассейнах Эльзаса, Солигорска и Эспараз сложена водонепроницаемыми породами, такими, как каменная соль, мергели и глины. Аналогичные благоприятные условия имеются в бассейне Южного Гарца (ГДР).

141

Благоприятные в гидрогеологическом отношении условия Старобинского месторождения послужили основанием для постановки на этом месторождении специальных работ по опробованию систем с обрушением кровли. Привлекало во внимание, что на месторождении водоносные горизонты отделены от верхнего калийного пласта толщей каменной соли мощностью от 50 до 200 м и залегающими выше породами глинисто-мергелистого состава. Обводненные горизонты приурочены к самой верхней части глинисто-мергелистой толщи, контакта между водоносными породами и каменной солью нет.

Работам предшествовали исследования на моделях границ нарушения сплошности вышележащих пород при системах с обрушением кровли.

Фактические границы нарушения сплошности были уточнены шахтным экспериментом, который осуществили на втором калийном горизонте вначале при выемке одного слоя мощностью 1 м, а затем при двухслойной отработке сильвинитового пласта мощностью 2 м.

Шахтными исследованиями было установлено, что над выработанным пространством длинных очистных забоев при управлении кровлей полным обрушением образуются следующие зоны: зона обрушения, распространяющаяся на высоту до 22 – 25 м; зона трещинообразования и расслоения, достигающая высоты 55 – 60 м; зона расслоений – не менее 80 м по высоте.

Опасные трещины, по которым могла бы поступать в рудник вода, распространяются до 60 м [39].

Результаты исследований доказали возможность промышленного внедрения систем с обрушением кровли на тех участках месторождения, где имелась достаточно мощная толща покрывающей каменной соли.

Для расширения условий применения на Старобинском месторождении систем с обрушением кровли ВНИИГом в последние годы выполнены специальные исследования по изучению гидрогеомеханических свойств пород надсолевой глинисто-мергелистой толщи как возможной добавочной к каменной соли водозащиты [40].

Проведенные исследования позволили заключить, что в условиях Старобинского бассейна помимо покрывающей каменной соли к водозащитным могут быть отнесены породы глинисто-мергелистой толщи. С учетом этого общая мощность водозащитной толщи увеличивается практически вдвое, и в таких условиях возможно применение любых способов управления кровлей, включая полное обрушение, без опасности попадания воды в выработанное пространство.

II 2. Борьба с засолением почв и водоемов

В результате добычи и переработки калийных руд образуются отходы в виде галита и глинисто-солевых шламов, составляющие примерно 3/4 от объема добытой руды. При современных масштабах производства калийных удобрений объемы этих отходов измеряются десятками миллионов тонн в год.

На первый взгляд, наиболее рациональным способом решения про-

блемы отходов является их использование для выработки различных сортов поваренной соли – от пищевых до технических.

В некоторых случаях, действительно, удается утилизировать часть отходов в виде галита. Например, на Березняковском руднике часть солевых отходов используется в производстве соды. Там же построена фабрика технической соли, перерабатывающая отходы калийных производств, и строится фабрика по получению пищевой соли. Во Франции 10% отходов используют для промышленных нужд; в небольшом объеме солеотходы используют в качестве вторичного сырья на некоторых предприятиях Испании.

Однако полностью решить эту проблему таким образом не удается. Дело в том, что солевые отходы калийных производств сильно загрязнены глиной и органическими веществами, что делает их очистку и переработку дорогой. С учетом транспортных издержек стоимость получаемой соли часто оказывается более высокой, чем добыча ее в местах потребления.

Лучшим с точки зрения охраны природы является размещение солеотходов в выработанном пространстве рудников, однако это представляет собой сложную и во многом еще не решенную проблему.

Решена проблема солевых отходов на предприятии "Баулби" (Великобритания), где отходы растворяются морской водой и сбрасываются в море на расстоянии около 1,6 км от побережья. При этом, как утверждают специалисты, никаких отрицательных последствий, по крайней мере в течение 25 лет, не ожидается. Однако возможности применения таких схем крайне ограничены, и поэтому в настоящее время основной объем получаемых соляных отходов складывается на поверхности.

В нашей стране ежегодно под складирование отходов отчуждается около 0,7 км² земли.

В тех странах, где нет свободных земельных территорий, объемы выпуска калийных удобрений ограничиваются количеством получаемых отходов. Во Франции, например, сброс солеотходов после их растворения осуществляется в Рейн при их концентрации не более 200 г на 1 м³ воды. Этот фактор служит причиной того, что калийная промышленность там не увеличивает объемов производства, несмотря на явный дефицит в удобрениях [41].

Наличие на земной поверхности хранилищ солевых отходов отрицательно влияет на окружающую среду, вызывая засоление подземных и поверхностных вод.

Сама по себе поваренная соль не является опасной для организма человека. Однако повышение концентрации солей в воде, например, до 2 г/л делает ее непригодной для питья, а в ряде случаев и для хозяйственно-бытовых нужд. Увеличение концентрации солей в поверхностных и грунтовых водах свыше определенного уровня отрицательно влияет на корневую систему растений и фауну водоемов.

В процессе обогащения калийных руд образуются твердые галитовые отходы и глинисто-солевые шламы. Твердые отходы переработки сильвинитов содержат до 90–94% NaCl. Кроме того, в них содержится до 3–5% KCl (потери переработки), а также незначительное

количество других минералов, присутствующих в исходном сырье: CaCl_2 (0,02–0,06%), MgCl_2 (0,04–0,2%), CaSO_4 (0,1–1,1%), а также водонерастворимый остаток (2,5–4,5%). Водонерастворимый остаток представлен алюмосиликатами, карбонатами железа и кальция, ангидритом, в небольшом количестве в его составе присутствуют нерастворимые соли калия и натрия, а также соли титана, меди, бора, марганца и др. По гранулометрическому составу твердые отходы представляют собой легкие супеси или разнозернистые пески с диаметром минеральных частиц от 0,005 до 5 мм. Средневзвешенное значение диаметра частиц составляет 0,45 мм.

Расположение свежих солейотходов изменяется от 8 до 12%. Полное насыщение отходов рассолами в момент подачи на солейотвал достигает 18–20%. За счет отжима в глубь отвала и испарения содержание жидкой фазы в солейотвалах уменьшается и остается равным 5–7%. Процесс интенсивного отжатия жидкой фазы и одновременного уплотнения отходов продолжается 15–18 часов, после чего уплотнение становится малозаметным.

Плотность твердых солевых отходов составляет от 1,67 до 1,91 г/см³; плотность солейотвальных пород изменяется от 0,6 до 0,85 г/см³.

Твердые галитовые отходы обладают высокой слеживаемостью. В солейотходах она происходит не только вследствие уплотнения под действием собственного веса, но и в результате перекристаллизации солей из отжимаемых рассолов. Причем сцепление отдельных зерен вначале проявляется в приповерхностной зоне отвала при его высыхании, а через 1–1,5 месяца происходит упрочнение всего массива.

Помимо твердых галитовых отходов при обогащении калийных руд образуются глинисто-солевые шламы за счет содержания глинистых компонентов в исходной руде. После обезвоживания на фильтрах или центрифугах твердых отходов незначительная часть глины (до 2%) остается на зернах галита и с ними попадает в солейотвалы. Большая часть глины – глинисто-солевые шламы – в виде суспензии насосами подается в шламохранилища при соотношении твердой и жидкой фазы от 1:2 до 1:3.

Глинисто-солевые шламы содержат до 40–62% воды, 6 – 20% KCl , 5 – 24% NaCl , 0,14 – 7,0% MgCl_2 , 0,03–0,1% CaCl_2 , 2 – 5% CaSO_4 и 5 – 28% нерастворимого остатка.

После осаднения глинисто-солевого шлама осветленные рассолы забираются из шламохранилища и перекачиваются обратно на обогащающую фабрику, где они используются в технологическом процессе. Хвостохранилище постепенно полностью заполняется шламами.

Предотвращение или снижение вредного влияния солейотвалов и шламохранилищ на окружающую среду достигается:

- сокращением площадей, занимаемых под солейотвалы;
- предотвращением попадания рассолов из шламохранилищ и солейотвалов в грунтовые воды;
- организацией подземного сброса рассолов в поглощающие горнозонтны.

Сокращение площадей под солейотвалы может быть обеспечено за

счет увеличения их высоты. В настоящее время высота солевых отвалов редко превышает 15–20 м. ВНИИГом разработан способ выстойно-го (до 100 м) складирования солевых отходов на поверхности.

Отсыпка солейотвалов при этом производится последовательно тремя ярусами. Высота нижнего яруса (30 м) определяется допустимой высотой отсыпки солейотходов на свободную площадь солейотвала. Второй ярус высотой 30 м отсыпается отвалообразователем ОШ-1600/110; высота яруса обусловлена возможностью выхода (на данной площади) отвалообразователя на отметку следующего яруса. Верхний ярус отсыпается высотой 40 м. Эта высота установлена как максимально возможная по условию подъема отвалообразователей при принятых уклонах в пределах площади солейотвала. Углы откосов бортов солейотвала и отдельных ярусов изменяются в пределах 35–45°. В связи с постепенным выколаживанием откосов солейотвала до 20–24° вдоль нижней проектной его границы по всему периметру оставляется резервная полоса шириной 50 м.

Технология высотного отвалообразования показана на рис.44.

На калийном предприятии Винтерсхаль (ФРГ) в настоящее время эксплуатируется отвал соли, высоту которого предполагается довести до 250 м. Количество галитовых отходов, подаваемых на отвал, составляет 800 т/ч. Вместимость отвала 70 млн.т, площадь у основания 0,55 км², наибольшая длина – 1 км, а средняя ширина – 500 м. Для подачи отходов на отвал, удаленный от фабрики на расстоянии 1,3 км, применен изгибающийся конвейер с шириной ленты 1000 мм.

Засоление почв и вод под солейотвалами вызывают рассолы, образование которых связано с несовершенством обезвоживания твердых отходов на обогатительных фабриках, растворением солейотвалов атмосферными осадками, конденсацией атмосферной влаги. Основным источником первоначального засоления грунтов и подземных вод являются остаточные рассолы складываемых галитовых хвостов.

Содержание остаточных рассолов в галитовых хвостах, выходящих с фабрик, изменяется в пределах 10–15% от их массы. После складывания и уплотнения свежих отходов под давлением вышележащих слоев выделяется остаточная технологическая влага.

При растворении отвалов атмосферными осадками из них дополнительно высвобождаются поровые растворы, составляющие 5% от массы соли. Скорость растворения в первый период определяется силами химического взаимодействия воды и солей; в дальнейшем при концентрации раствора, близкой к насыщению, скорость растворения солей быстро замедляется. То же самое происходит и в случае проникновения осадков в глубь массива, когда их выщелачивающее действие постепенно затухает.

Галитовые отходы обладают гигроскопичностью, и при определенных изменениях температуры и влажности воздуха в солейотвалах происходит конденсация атмосферной влаги, которая быстро насыщается легкорастворимыми солями и превращается в рассолы.

Суммарное количество конденсата, образующегося в результате температурного охлаждения атмосферного воздуха в пустотах массива

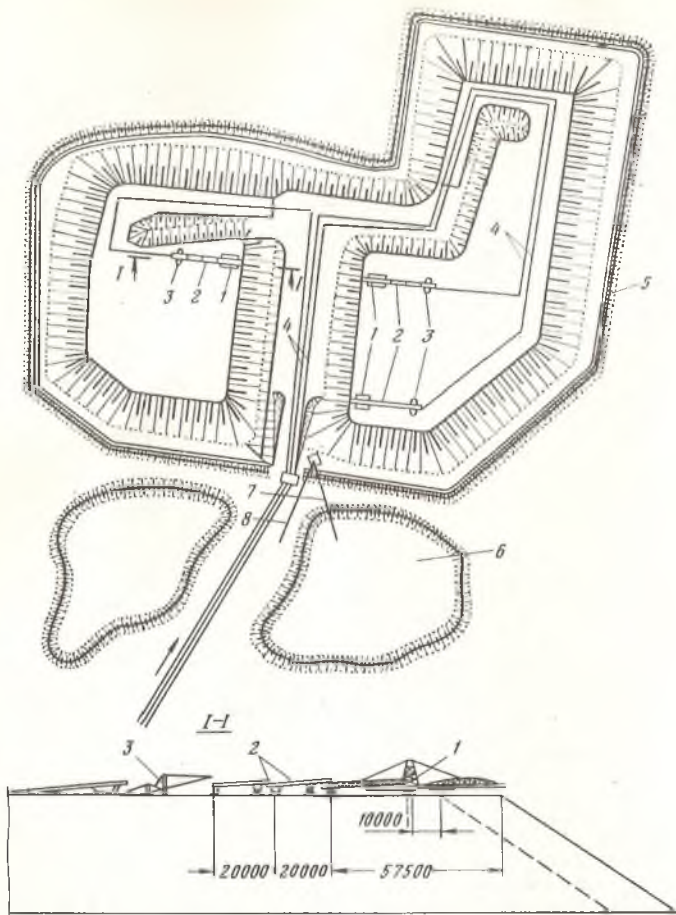


Рис.44. Высотное отвалообразование в рудуправлении комбината "Белорускалий":
 1 - перегружатель ленточный, телескопический; 2 - конвейер промежуточный; 3 - эстакада с подъемными консолями; 4 - конвейер ленточный; 5 - ограждающая дамба с рассолоборной канавой; 6 - шламохранилище; 7 - трубопровод; 8 - перекачная станция рассолов

солеотвала и за счет сорбционных процессов, составляет около 110 мм в год. Нетрудно подсчитать, что величина стока конденсационных рассолов, вытекающих из массива солеотвала, составляет около 130 м³ в год (49 т твердой соли) с 10⁴ м² площади.

Образующиеся на солеотвалах рассолы либо непосредственно попадают на дневную поверхность, либо скапливаются в наиболее пониженных местах, образуя рапные озера. Образование последних целиком зависит от способа складирования солеотходов. Например, при отсыпке отходов шагающими отвалообразователями (на Белорусских калийных комбинатах) рапные озера формируются не только у основания отвалов, но и в межрядовых понижениях самих отвалов. При отсыпке отходов роторными метателами (на Уральских калийных комбинатах) в пределах солеотвалов рапные озера не образуются.

Наряду с процессами растворения солеотвалы подвержены также ветровой эрозии. Среднегодовое "выдувание" солей с 10⁴ м² площади солеотвалов оценивается в среднем 6 т/год, что приводит к минерализации дождевой влаги на 0,02 г/л в радиусе до 2 км. В таких условиях крайне желательно изолировать солеотвалы от влияния внешних факторов. Одним из способов такой изоляции является создание на поверхности солеотвалов водонепроницаемого покрытия, обладающего определенными физико-механическими и физико-химическими свойствами и имеющего достаточную стойкость к солям.

Таким покрытием является цементно-полимерный бетон, созданный во ВНИИГе. Введение в состав цементных растворов ряда полимерных добавок снижает некоторые из недостатков обычного бетона и придает ему повышенную механическую прочность, повышает водонепроницаемость, морозостойкость, адгезию и стойкость к агрессивным средам. Установлено, что при наличии солевой агрессии целесообразнее использовать комплексные добавки, улучшающие свойства цементных растворов, а именно - кремнийорганические соединения и стиролакрилатный латекс СЭЛ-1. Полученные составы имеют достаточную прочность, коррозионную устойчивость, морозостойкость и малый капиллярный подсос. Способ нанесения полимербетона на сформированную поверхность солеотвалов - торкретирование толщиной 5-10 мм.

Помимо разработки цементно-полимерных составов ВНИИГом изучены и другие материалы, образующие на поверхности солеотвалов водонепроницаемую эластичную пленку толщиной до 1 мм. Разработан состав на основе карбомидной смолы и водной дисперсии сополимера стирола, 2-этилгексилакрилата и акриловой кислоты, обладающей повышенной водостойкостью, пластичностью и рассолоустойкостью. Такое жидкое полимерное покрытие может наноситься на поверхность уже сформированных отвалов.

Для уменьшения растворимости поверхности солеотвалов могут применяться гидрофобные добавки. Для предотвращения фильтрации рассолов непосредственно в почву применяют противифльтрационные экраны из полиэтиленовой пленки.

На производственном объединении "Белорускалий" сооружены экраны с использованием полиэтиленовой пленки толщиной 0,2 мм. Осо-

бенностью экранов является устройство на пленке защитного слоя из отходов калийного производства: рассолов, глинисто-солевого шлама или твердых галитовых отходов.

Устройство защитного слоя заключается в том, что на полиэтиленовую пленку укладывается солевой слой в 10-15 см, который после разравнивания укатывается для получения плотности порядка 1,7-1,8 г/см³. После укладки и уплотнения первого слоя на него таким же образом укладывается второй слой и заливается глинистой суспензией. Соотношение твердой и жидкой фаз должно быть от 1:1 до 1:3, концентрация рассола не менее 250 г/л.

Слой соли образуется из смеси NaCl, KCl и высокодисперсных глинистых частиц, взятых в следующих соотношениях: NaCl - 87 - 95%; KCl - 2 - 6%; глинистых частиц 3-7%.

Преграждение фильтрации объясняется созданием закрытой пористости, вызванной уплотнением солевого слоя, а также выкристаллизацией солей. Важным фактором, обуславливающим эту выкристаллизацию, является наличие тонкодисперсных глинистых частиц, являющихся центрами кристаллизации и выполняющих роль катализаторов.

Предложен также способ создания противофильтрационного экрана, в котором в качестве защитного слоя на пленку применяется глинисто-солевая смесь следующего состава: глинистые частицы - 68-76%, NaCl - 17-20%, KCl - 7-12%. Для ускорения физико-химических процессов, протекающих при формировании экрана, укладку глинисто-солевого слоя на пленку следует проводить в период максимального испарения влаги.

Важнейшей составной частью комплекса мероприятий по охране природы является подземный сброс сточных вод в глубокие надежно изолированные горизонты. В ряде случаев этот метод ликвидации сточных вод является наиболее экономичным, а часто единственно возможным.

Методы подземного сброса промышленных сточных вод широко применяются в ряде отраслей промышленности. Так, в США ежегодно сбрасывается через 175 скважин 111 тыс.м³ стоков химической промышленности. Действуют отдельные скважины для сброса вод металлургической и других отраслей промышленности.

Подземный сброс в условиях калийного производства - рациональное мероприятие, предотвращающее перенос шламохранилищ, и, кроме того, пока единственная возможность размещения рассолов, образующихся при растворении солевых залежей атмосферными осадками, так как утилизация этих рассолов технически невозможна.

С 1925 г. ведется подземный сброс стоков калийной промышленности ГДР и ФРГ. К 1972 г. в области Верра в поглощающие горизонты было сброшено более 500 млн.м³ стоков.

Для реализации подземного сброса на отечественных калийных рудниках ВНИИГом разработаны основные теоретические вопросы гидродинамики и гидрохимии подземного сброса рассолов, исследованы гидрогеологические условия в районах калийных предприятий и определены условия подготовки рассолов к закачке в поглощающие скважины. Установлено, что практически во всех основных районах раз-

вития калийной промышленности (Урал, Белоруссия, Прикарпатье) имеются геолого-гидрогеологические предпосылки для подземного сброса [42].

В ближайшие годы намечено ввести в эксплуатацию скважины подземного сброса на предприятиях производственных объединений "Уралкалий" и "Белорускалий", что благоприятно скажется на экологической обстановке в этих регионах.

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ
ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ СОЛЕЙ РАСТВОРЕНИЕМ
ЧЕРЕЗ БУРОВЫЕ СКВАЖИНЫ

Подземное растворение соляных залежей через скважины с поверхности из-за простоты организации добычи и высоких экономических показателей получило широкое распространение в мировой практике, и в настоящее время основная часть добычи каменной соли для содового, хлорного и других производств обеспечивается этим способом. Наряду с добычей каменной соли подземное растворение получает применение и при добыче других солей, прежде всего калийных.

Современная технология подземного растворения дает возможность эксплуатировать месторождения в различных горно-геологических условиях и при высоком (до 20-40%) содержании в соли нерастворимых включений, причем в сравнении с шахтной добычей производительность труда повышается примерно в 4 раза, а удельные капиталовложения снижаются почти в 7 раз.

Технологические возможности подземного растворения, кроме того, позволяют осуществлять в отработанных камерах подземное хранение газа и нефтепродуктов, размещение отходов промышленных предприятий, что повышает эффективность эксплуатации месторождений.

В основе технологии скважинной добычи солей лежит их свойство растворяться в воде. От интенсивности растворения зависит возможность получения той или иной производительности скважин по кондиционному рассолу, а также возможность управления геометрическими параметрами образующихся камер.

ГЛАВА I
СКВАЖИНЫ ПОДЗЕМНОГО РАСТВОРЕНИЯ СОЛЕЙ

Предприятия по добыче соли подземным растворением носят название рассолопромыслов. В состав производственной базы промыслов входят различные сооружения (рис. 45). Основными технологическими сооружениями являются скважины; от их технического состояния прежде всего зависят бесперебойность рассолодобычи, возможность контроля и управления технологическим процессом.

Технологические приемы, средства бурения и оборудование рассолодобычных скважин принципиально не отличаются от скважин другого назначения — водозаборных, нефтяных, газовых и др. Однако условия строительства и технические требования имеют особенности, не позволяющие в полной мере использовать опыт сооружения других скважин [43].

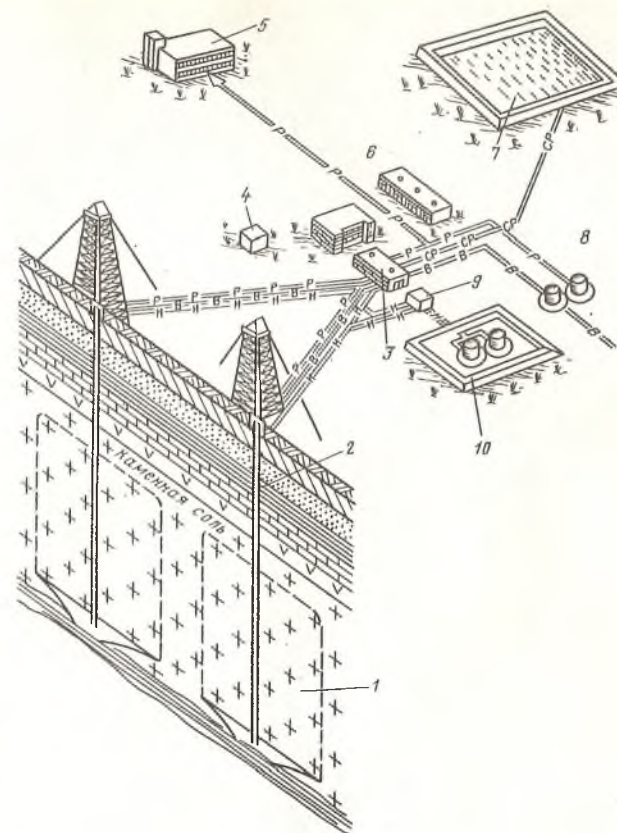


Рис. 45. Схема сооружений рассолопромысла:
 1 — камера; 2 — рассолодобычная скважина; 3 — насосная станция для перекачки воды и рассола с контрольно-распределительным пунктом; 4 — трансформаторная подстанция; 5 — завод-потребитель; 6 — административные здания; 7 — хранилище слабых рассолов; 8 — резервуары воды и рассола; 9 — насосная нерастворителя; 10 — резервуары нерастворителя; P — рассол; CP — слабый рассол; B — вода; H — нерастворитель

§ 1. Типы рассолодобычных скважин и требования к ним

Скважина подземного растворения солей — капитальная горная выработка, предназначенная для вскрытия соляной залежи, ее подземного растворения и извлечения рассола. Рассол из скважин извлекается откачкой погружными насосами или эрлифтом, а также «выжиманием» при нагнетании с поверхности растворителя.

Преимущественно применяются скважины, работающие по принципу «выжимания». Они подразделяются с учетом способа управления процессом растворения (прямоточные, противоточные, гидроврубные, послонного растворения), применяемых систем разработки (индивидуальные, взаимодействующие), способа вскрытия соляных залежей (вертикальные, наклонные, наклонно-горизонтальные).

Наиболее распространены индивидуальные скважины послонного растворения, проходимые вертикально. Технические требования и особенности строительства этих скважин в значительной мере свойственны и другим скважинам подземного растворения солей.

Рассолодобычная скважина должна обеспечивать возможность извлечения рассолов вплоть до полной отработки запасов соли в пределах проектных границ камеры. Время работы скважины может составлять от нескольких лет до десятилетий. По окончании работы скважин как рассолодобычных (в ряде случаев уже сейчас, а в будущем, по-видимому, как правило) камеры скважин будут использоваться для хранения нефтепродуктов или газа, захоронения отходов и др. Это еще больше продлит сроки эксплуатации основных конструктивных элементов скважин.

Скважина должна обеспечивать: вскрытие продуктивной толщи на всю глубину ее разработки; получение требуемых данных по гидрогеологическим и геологическим условиям разработки, химическому составу и физическим свойствам продуктивной толщи; надежную изоляцию ствола скважины от поверхности и подземных вод; размещение рабочих колонн и средств контроля процесса рассолодобычи; длительную эксплуатацию на период полной отработки проектных запасов и использования в промышленных целях.

Основные технологические особенности эксплуатации скважин: раздельная подача и извлечение рабочих агентов, требующая высокой герметичности рабочих колонн; работа по принципу «выжимания», требующая высокой герметичности всей гидравлической системы скважин и исключающая утечки рабочих агентов, загрязнение, засоление поверхности и водоносных горизонтов; изменения в широких пределах давлений в гидравлической системе скважины и механических нагрузок на элементы конструкции; регулярные спуско-подъемные операции с рабочими колоннами труб для обработки залежи.

Выполнить свое назначение рассолодобычная скважина может при обеспечении необходимой вертикальности ствола и герметичности гидравлической системы.

Наличие резких искривлений стволов скважин в процессе проходки увеличивает износ бурильных труб, замедляет проведение спуско-подъ-

емных операций, усложняет спуск обсадных труб. Качество затрубного тампонажа обсадных колонн снижается вследствие неравномерного сечения и зашламования затрубья.

Значительные искривления ствола усложняют или делают невозможным монтаж и спуск в скважину приборов контроля. Кривизна скважины может вызвать при отработке залежи отклонения формы камеры от цилиндрической и стенок камеры от вертикали, а также образование междукammerных щелей и объединение соседних выработок.

Опасность представляют как местные отклонения скважин от вертикали, так и общие отклонения забоев от устьев в плане. Местные отклонения могут являться причиной несимметричного развития отдельных поперечных сечений камер из-за разницы скоростей растворения соляных стенок лежачего и висячего бока скважины и преимущественного развития сечения в направлении висячего бока. Растворение соляной стенки висячего бока (по сравнению с вертикальной стенкой) может быть оценено величиной

$$\Delta A = R \frac{\sin \alpha}{1 + \sin \alpha},$$

где R — радиус камеры, м; α — угол отклонения скважины от вертикали, градус.

Отклонения в плане забоев скважин от проекции их устьев изменяют намеченное расположение скважин, а следовательно, и проектные размеры щелей, создавая угрозу их разрушения. Поэтому при размещении камер принимают заведомо большие размеры щелей, чем требуется по устойчивости, на ожидаемые отклонения, т.е. разрежают сетку скважин. Величина угла искривления русла скважины при бурении должна строго лимитироваться. В настоящее время нормативным является средний угол отклонения скважины от вертикали не более 1° , а местный наклон — не более 6° .

Необходимость герметизации гидравлической системы рассолодобычной скважины обусловлена ее работой по принципу «выжимания» рассола, а также технологией управляемой отработки соляных залежей.

По аналогии с нефтяными и газовыми скважинами растворения солей считается герметичной, если испытательное давление (не превышающее на оголовке 10 МПа) в течение получаса в системе скважины снижается не более чем на 0,1 МПа.

§ 2. Конструирование и строительство скважин

Важнейшая часть проектирования скважин — разработка ее конструкции.

Исходные условия при конструировании русла: планируемая производительность скважины по рассолу (пропускная способность по воде и рассолу), определяющая конечный диаметр скважины и геометрические параметры русла; горно-геологическая и гидрогеологическая характеристика вскрываемого скважиной разреза.

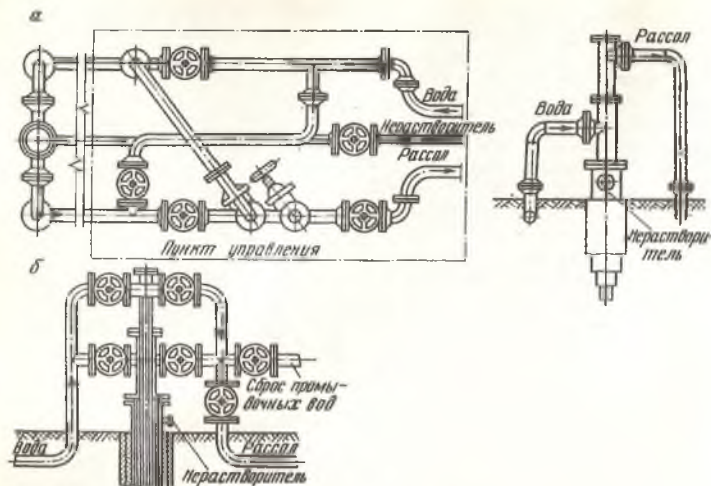


Рис. 46. Конструкция оголовков индивидуальных скважин:
а — с выносным, б — с освещенным пунктом управления

Русло скважины крепится направлением, кондуктором и одной или несколькими обсадными колоннами с затрубным тампонажем. Внутренняя обсадная (основная тампонажная) колонна опускается в верхнюю часть продуктивной толщи, но обычно не перекрывает залежь соли до эабоя. Русло скважины оборудуется по принципу "труба в трубе" одной или несколькими висячими рабочими колоннами. По этим колоннам в процессе эксплуатации нагнетается растворитель, извлекается рассол, производится впуск-выпуск нерастворителя. По количеству рабочих колонн (включая основную тампонажную) различают двух- и трехтрубную конструкции. Как правило, трехтрубная конструкция скважин предполагает наличие основной тампонажной, водоподающей и рассолоподъемной колонн.

На наружных поверхностях висячих колонн монтируются (с учетом размеров межтрубного пространства) устройства для контроля технологического процесса, в частности, для контроля уровня нерастворителя.

Рабочие колонны на устье скважины разоблены фланцами и с помощью арматуры подключены к трубопроводам растворителя, рассола и нерастворителя. Арматура на устье скважины, называемая оголовком, обеспечивает: герметизацию устья и герметичное разобление рабочих колонн; закрепление внутренних рабочих колонн в подвешенном состоянии и возможность их подъема и спуска; при совмещении оголовка с пунктом управления возможность переключения и раздельного движения растворителя, рассола и нерастворителя по любой из полостей рабочих колонн, а также возможность отбора проб, измере-

ния давления и температуры жидкостей (рис. 46). Начальный диаметр скважины должен обеспечивать ее последовательное крепление кондуктором и обсадными колоннами, а также конечный расчетный диаметр.

Глубина посадки кондуктора определяется геологией и гидрогеологией месторождения. Глубина установки основной тампонажной колонны h_0 рассчитывается из условия полного исключения возможности гидроразрыва пород в процессе строительства и эксплуатации скважин.

$$h_0 = \frac{k_r \cdot h \cdot (\gamma_p + \gamma_n) \pm 0,05}{k_0 \cdot \gamma_n - \gamma_n}, \text{ м,}$$

где k_r — коэффициент герметичности — допускаемое превышение испытательного давления над эксплуатационным на оголовке скважины ($k_r = 1,2$); h — глубина скважины, м; $\gamma_p, \gamma_n, \gamma_n$ — соответственно плотность рассола, нерастворителя и горных пород, т/м³; k_0 — коэффициент обсадки — допускаемое отношение гидравлического давления к горному на глубине обсадки ($k_0 = 0,9-1,0$).

Строительство скважин включает: бурение и крепление скважинного русла, оборудование русла колоннами рабочих труб, оборудование надскважинных сооружений.

Бурение рассолодобычных скважин осуществляется установками типа УБВ-600, 1БА-15В, УРБ-ЗАМ. Тип установки выбирается в зависимости от ее грузоподъемности и глубины скважины.

Трубы для крепления и оборудования скважин подбираются в соответствии с ГОСТ 632-64.

В настоящее время на отечественных рассолопромыслах для скважин трехтрубной конструкции и глубины от 400 — 500 до 1700 м преимущественно применяют колонны следующих диаметров:

- основная тампонажная — 325 мм;
- водоподающая — 219 мм;
- рассолозаборная — 146 мм.

Такие диаметры обеспечивают пропускную способность по воде и рассолу до 100 м³/ч. Принятая конструкция скважины и типоразмер рабочих колонн определяют выбор необходимого оборудования для спуско-подъемных операций.

Для удобства спуско-подъемных операций с рабочими колоннами пункты управления (переключения потоков) сооружаются отдельно от оголовков скважин.

Спуск и подъем рабочих колонн обеспечиваются тракторными подъемниками (при установке стационарных вышек) или самоходными агрегатами с собственными вышками (табл. 32). На отечественных рассолопромыслах для проведения спуско-подъемных операций применяют тракторный подъемник Азинмаш 43П совместно с металлической вышкой необходимой грузоподъемности. Грузоподъемность Азинмаша 43П может обеспечить безопасную работу с колоннами большого веса при наличии дополнительного оборудования (талевые блоки, кронблоки, элеваторы и т.д.). Однако использование трактор-

Таблица 32

Технические показатели подъемного оборудования	Передвижные агрегаты с вышкой					Тракторный подъемник Азинмаш 43П для стационарных вышек
	Азинмаш 37А	Азинмаш 43А	Бакинец 3М	А-50У	Азинмаш КОРО-80	
Номинальная грузоподъемность на крюке, т	28	28	37	50	80	-
Тяговое усилие каната барабана на лебедки, кН	-	-	8,0	10,0	12,0	7,5
Высота вышки, м	18,0	18,0	17,25	22,4	28,0	-
Номинальная мощность двигателя, кВт	176	80	80	155	390	80
База подъемника	КрАЗ-255	Т-100 МБ	Т-100 МБ	КрАЗ-257	МАЗ-537	Т-100 МБ
Число скоростей подъема крюка: прямых	3	4	4	4	Бесступенчатое	4
обратных	1	4	4	-	То же	4
Скорости подъема крюка (намотки каната), м/с:						
1	0,340	0,255	0,145	0,181		0,880
2	0,720	0,365	0,197	0,317	0,2-1,35	1,460
3	1,450	0,615	0,306	0,695		2,240
4	-	1,0	0,594	1,215		4,0
Масса, т	20,2	22,4	19,5	30,6	56,0	18,7
Стоимость подъемника, тыс. руб.	38,9	23,1	13,0	32,0	100,0	14,2

6421



Рис. 47. Самоходная буровая установка фирмы "Зальциттер"

ного подъемника в комплексе с металлической вышкой связано с необходимостью их транспортировки от скважины к скважине.

Более эффективны для проведения спуско-подъемных операций передвижные подъемники Бакинец 3М, Азинмаш КОРО-80 (производства Бакинского машиностроительного завода им. Л. Шмидта) и А-50У (производства Ленинградского машиностроительного завода).

На зарубежных промыслах находят применение самоходные буровые установки типа ЗА -417 фирмы "Зальциттер" (ФРГ). Установка смонтирована на пятиосном шасси ВТЛ -25120 и имеет вышку высотой 33 м грузоподъемностью 100 т. Установка позволяет бурить скважины глубиной до 2400 м и осуществлять спуск 8 колонн до глубины 2 км. Установка при спуско-подъемных операциях обслуживают три человека. Общий вид установки показан на рис. 47.

К надскважинным сооружениям относятся: стационарные вышки, пункт управления (выносной или совмещенный), сливной колодец, платформа для укладки труб (стационарная или передвижная) и др. При обслуживании скважин агрегатами стационарные вышки не сооружают.

Техническая характеристика стационарной вышки ВМ-41

Максимальная нагрузка на крюке, МН 1,50
 Высота, м:
 полная 44,5

полезная	40,3
Высота балкона верхового, м	2,2,3
Размеры нижнего основания по осям ног, м	8 × 8
Масса вышки, т	2,2,4

Для обеспечения требуемой кривизны и вертикальности скважин первоочередное значение имеет выбор способа бурения, скорости проходки (нагрузки на забой), компоновки низа бурового инструмента, промывочной жидкости.

В соленосных отложениях все операции по проходке ствола (бурение, расширение, проработка) проводятся с применением буровых растворов, инертных к солям вскрываемых отложений. В отложениях галита применяют растворы, насыщенные по NaCl, а также эмульсионные глинистые растворы, насыщенные хлористым натрием. Применение нефтеэмульсионного раствора осложняет цементирование скважин вследствие плохого сцепления цементного камня с обсадными трубами. Поэтому при использовании этого раствора для удаления нефти из затрубного пространства во время цементирования применяют буферные жидкости с добавками абразивных материалов.

При вскрытии и разбуривании отложений калийно-магниевых солей используют структурированные промывочные растворы, пересыщенные хлористым магнием, или растворы на нефтяной основе. Растворы, насыщенные по NaCl, вызывают интенсивное растворение калийно-магниевых солей и образование каверн.

При больших глубинах залегания соляных пластов (обычно свыше 2000 м), а также высокотемпературных условиях проходки имеют место пластические деформации соли и прихваты буровых долот. Для предотвращения пластических деформаций применяют утяжеленные промывочные жидкости с плотностью 1,55 – 1,65 г/см³.

Качество проходки стволов определяет способ и режим бурения. Наиболее распространено турбинно-роторное бурение, которое при глубине до 1000 м обычно обеспечивает требуемую кривизну и вертикальность скважин; при глубинах свыше 1000 м предпочтительнее реактивно-роторное бурение или бурения методом пилот-ствола.

Для предупреждения искривлений диаметр бурильных труб должен быть не менее половины диаметра скважины, в компоновке утяжеленного низа снаряда используется колонна максимально допустимого диаметра. Режим бурения должен исключать превышение скорости проходки и чрезмерных осевых нагрузок на забой. Рациональные скорости проходки по соли 10 – 15 м/ч при нагрузках на забой не свыше 100 кН.

Исправление кривизны – трудоемкая операция, не всегда дающая положительные результаты. Наиболее приемлемый способ исправления кривизны – цементирование искривленного участка и бурение при меньшей частоте вращения и давлении колонковой трубой длиной 6–9 м с целью отхода от искривленного ствола.

Долголетняя герметичность скважины прежде всего определяется качеством крепления ее ствола. Тщательного выполнения требуют все операции крепления ствола: подготовка скважины к спуску обсадной колонны, подготовка обсадных труб к спуску, спуск обсадной колонны, затрубный тампонаж обсадной колонны, проверка качества цементирования и испытание скважины на герметичность. Герметичность скважины во многом зависит от качества установки рабочих колонн и оборудования устья скважины. Особой тщательности требует установка основной тампонажной колонны и ее цементирование.

В отличие от скважин другого назначения затрубный тампонаж основной колонны требуется выполнять с вытеснением тампонажного материала до земной поверхности. Это обусловлено не только повышенными требованиями к герметичности скважины, но и характером ее работы, при котором в устье возникают переменные нагрузки на фланцы обсадных колонн (при извлечении и установке висячих колонн рабочих труб).

Тампонаж кондуктора и внешних обсадных колонн должен выполняться с применением цемента марки не ниже 400, а для основной тампонажной – 500. Для цементирования обсадных колонн в толщах каменной соли широко опробованы и применяются тампонажные цементы, затворенные на насыщенном растворе хлористого натрия (с концентрацией не менее 310 г/л).

Тампонажные смеси, затворенные на водном растворе хлористого натрия, непригодны для цементирования в интервалах залегания легкорастворимых высокопластичных калийно-магниевых солей (карналлит, бишофит). Для таких интервалов используют магниезиальные растворы, получаемые путем затворения каустического магнезита на водных растворах хлористых солей магния. Новым направлением является применение в качестве тампонажных материалов нефтяного битума. Опытно-промышленные работы, проведенные на Ново-Карфагенском рассолопромысле, свидетельствуют о том, что для скважин глубиной около 200 – 300 м битумизация тампонажной колонны не связана с серьезными техническими трудностями. Достигается требуемая герметичность и обеспечивается возможность подъема и извлечения тампонажной колонны после предварительного разогрева русла горячей водой или рассолом. После прогрева колонны диаметром 146 мм и длиной 200 м до 50°С при длине интервала битумизации 133 м для преодоления сил сцепления при подъеме колонны требовалось усилие около 0,6 кН на 1 м забитумизированного интервала [44].

Для калийных залежей перспективно использование тампонажных растворов на основе полиэфирной смолы ПН-3.

Степень заполнения затрубья обсадной колонны цементным раствором и адгезия цементного камня с обсадной колонной проверяются геофизическими исследованиями. Герметичность каждой из обсадных колонн, установленной и зацементированной в скважине, испытывается в два приема: до разбуривания цементной пробки испытывается герметичность колонны, после разбуривания цементной пробки и углубления в толщу пород до 1,0 м испытывается герметич-

ность затрубного тампонажа. После проходки скважины до проектной глубины испытывается скважина в целом, включая необсаженное русло.

Герметичность скважины испытывается путем понижения уровня жидкости в скважине или нагнетанием в скважину цементировочным агрегатом испытательной жидкости (обычно насыщенного рассола). Герметичность проверяют после трехкратного подъема давления до испытательного без промежуточной разрядки. После установки в скважину водоподающих и рассолоподъемных колонн испытывается их герметичность. При герметичной водоподающей колонне и негерметичной рассолоподъемной последняя извлекается и монтируется заново. При негерметичности водоподающей колонны извлекаются и заново монтируются обе висячие колонны. Эксплуатация скважины с негерметичными рабочими колоннами недопустима.

После испытаний рабочих колонн на герметичность междрубье тампонажной и водоподающей колонн заполняется нерастворителем. Затем окончательно оформляется оголовок, подключаются трубопроводы и начинается размыв подготовительной выработки. Если скважина по завершении строительства не может быть сразу пущена в эксплуатацию, то после заполнения междрубья тампонажной колонны нерастворителем, а висячих колонн рассолом давление в системе доводится до испытательного на герметичность. Такие меры необходимы для исключения зашламования русла вследствие обрушения (набухания) стенок скважин или других причин. При длительной задержке пуска могут потребоваться дополнительные мероприятия, например, извлечение одной или обеих висячих колонн с возможной последующей проработкой незакрепленной части русла.

При строительстве рассолодобычных скважин выполняются работы по комплексному изучению и уточнению геологического разреза, гидрогеологических условий, вещественного состава продуктивной толщи, ее физических свойств, а также определению качества цементирования обсадных колонн. Эти работы включают геофизические исследования, гидрогеологические наблюдения, отбор и опробование керна.

В состав геофизических исследований входят: стандартный электрокартаж по всему стволу скважины в масштабе 1 : 500, гамма-картаж по продуктивной толще в масштабе 1 : 500, инклинометрия ствола через 25 - 30 м проходки с точками замера через 5 м, кавернометрия по всему стволу в масштабе 1 : 500, термометрия по всему стволу, резистивиметрия по всему стволу, акустический картаж.

При гидрогеологических наблюдениях в процессе бурения регистрируются провалы бурового инструмента, колебания уровня промывочной жидкости и ее поглощения, самоналив воды из скважины и его величина, положение статического уровня после остановок скважины, состояние промывочного раствора и его соленость.

Для уточнения геологического разреза, а также химического состава соли при бурении скважин проводятся отбор, послонное геологическое описание и опробование керна. Количество и расположе-

ние скважин, проходимых с отбором керна, интервалы и требуемая полнота отбора керна определяются с учетом генетического типа залежи и степени разведанности участка. В необходимых случаях отбирают пробы для определения показателей физико-механических свойств соли и надсолевых пород.

§ 3. Особенности эксплуатации скважин

В процессе эксплуатации скважин для отработки пластов соли, перекрываемых основной тампонажной колонной, требуется разрушать в определенных интервалах обсадные трубы и кольцо цементного камня для обеспечения доступа воды к соляной поверхности. Такое разрушение может выполняться с помощью труборезов, пескоструйных аппаратов, кумулятивных перфораторов или торпедированием. Преимущественно применяют кумулятивные перфораторы типа ПКС-1.05. Эти перфораторы для диаметра колонн 325 мм недостаточно эффективны, поэтому требуемого разрушения, достигают, применяя одновременно несколько серийных перфораторов.

Аварии и ремонт скважин

Эксплуатация скважин иногда сопровождается авариями, вызывающими необходимость прекращения рассолодобычи и выполнения аварийно-ремонтных работ. Основными видами аварий являются нарушение герметичности стволов скважин и повреждения висячих колонн рабочих труб.

Наиболее опасны нарушения герметичности стволов скважин, ликвидации которых требует длительных и трудоемких работ. Такие аварии на промыслах редки и связаны с низким качеством крепления ствола в период строительства, а также с подрубкой стволов скважин полостями соседних камер при нарушении проектных границ отработки. Наряду с негерметичностью стволов скважин известны примеры потери герметичности рассолодобычных камер при их объединении со стволами плохо затампонируемых разведочных скважин. Ремонт обычно заключается в повторных цементациях, а при неудачах - в постановке дополнительной тампонажной колонны, уменьшающей рабочее сечение русла. Эти работы сложны и не всегда завершаются успешно.

Аварии рабочих колонн по сравнению с нарушением герметичности скважин менее опасны, но более часты. Наиболее характерны закупорка рассолоподъемных труб шламовым осадком или инкрустированными солями, прихват рабочих колонн, нарушение герметичности рабочих колонн, обрыв и деформация рассолозаборных и водоподающих труб.

Закупорка рассолоподъемных труб шламовым осадком обычно в период подготовительного размыва камер и отработки первых эксплуатационных ступеней, когда при небольшой высоте выработок башмак

рассолоподъемной колонны располагается вблизи дна камеры. Шламовую пробку обычно пытаются продавить водой, подаваемой под давлением (не выше испытательного) в рассолозаборную колонну. Если такая операция не приводит к успеху, трубы извлекают и чистят на поверхности. Известны случаи образования шламовых пробок на участках труб длиной до 400 – 500 м и даже полной забивки колонны. При таких пробках извлеченные трубы не всегда удается очистить, и их заменяют новыми.

Частичная или полная закупорка рабочей колонны вследствие выкристаллизации солей связана с перепадом температуры насыщенного рассола при его движении по стволу скважины из-за теплообмена встречных потоков воды и рассола. Перепад температур наиболее значителен в осенне-зимний период, и этому периоду отвечает наиболее интенсивная кристаллизация. При глубине скважин свыше 1200 м и относительно невысокой температуре подаваемой воды ($\approx 20^{\circ}\text{C}$) кристаллизация наблюдается и в летнее время. Особенно интенсивна кристаллизация на скважинах, обрабатывающих полигалит-галитовые породы. При этом на внутренней и внешней поверхностях рассолозаборной колонны выкристаллизовывается труднорастворимый осадок в основном из сульфата натрия и кальция.

Практически единственный способ борьбы с кристаллизацией – промывка рассолоподъемной колонны водой, что не всегда эффективно. Иногда приходится забить солью колонны извлекать и заменять новыми, особенно при размыве полигалит-галитовых пород.

Для снижения кристаллизации на Яр-Бишкадакском промысле, в опытном порядке были применены рабочие трубы с покрытием из эпихлоридных смол. Кристаллизацию рабочих колонн удалось предотвратить, однако она стала происходить в оголовке и рассолопроводе.

Прихваты водоподающей и рассолоподъемных колонн обычно происходят из-за плохой промывки скважин после завершения их строительства и задержек начала подготовительного размыва. В результате оказывается сложным, а иногда и невозможным восстановить циркуляцию жидкости в полостях рабочих труб, а также извлечь рабочие колонны. Для извлечения рассолоподъемной колонны в случае прихвата иногда продавливают забойную пробку водой, нагнетаемой цементировочным агрегатом в межтрубье колонн диаметрами 325 и 219 мм. Для извлечения водоподающей колонны через бурильные трубы производят промывку скважины или размывают в соли полость. При невозможности подъема или извлечения рабочих колонн вследствие прихвата трубы иногда обрывают в скважине взрывом, применяя шнуровые торпеды. В этом случае при взрыве может быть нарушена целостность рабочих колонн выше уровня обрыва.

Наиболее распространенный вид аварий – обрыв и деформация рабочих колонн вследствие обрушений в камерах. Особенно часты обрывы и искривления нижних труб рассолозаборной колонны, фиксируемые по разному снижению концентрации рассола в период эксплуатации или при извлечении труб в период ремонтных работ. В ряде случаев деформации труб отмечаются при шаблонировании скважин перед выполнением звуколокационных съемок.

Деформации труб вызываются локальными вывалами и обрушениями пород в камерах и особенно часты при стихийном растворении потолка камеры в приствольной части. Деформации рабочих труб имеют место и при одновременной эксплуатации двух пластов, разобнесенных несольевыми породами.

Обрыв и деформации труб вызывают необходимость остановок размыва и ремонтных работ, связанных с извлечением поврежденных труб, их восстановлением или заменой. Имеются и потери труб, остающихся в камерах.

Наиболее сложен ремонт поврежденных колонн при совместной эксплуатации двух пластов. В этом случае после восстановления колонн трудно, а иногда и невозможно опустить трубы в нижнюю камеру. Поэтому нижнюю камеру после ремонтов в ряде случаев приходится преждевременно консервировать, что приводит к сверхнормативным потерям запасов.

Анализ аварий скважин, имевших место на рассолопромыслах, свидетельствует о том, что наиболее тяжелые из них (потеря герметичности) связаны, главным образом, с недостаточно высоким качеством работ по креплению скважины. Поэтому при строительстве необходимо уделять особое внимание этим работам и, в частности, обязательно предусматривать: применение стандартных обсадных труб с муфтовыми соединениями, испытание целостности труб и герметичности резьбовых соединений перед спуском обсадной колонны в скважину (опрессовка на мостках), повышение герметичности муфтовых соединений за счет электросварки и проверки качества сварных швов, применение центрирующих фонарей при спуске обсадной колонны, некоторый запас цементного раствора (в сравнении с расчетным) при тампонажных работах для обеспечения его выхода до устья скважины.

Консервация и ликвидация скважин

При эксплуатации рассолопромыслов в ряде случаев возникает необходимость длительной остановки или полного прекращения работы отдельных скважин. В таких случаях выполняют специальные мероприятия [45], имеющие целью обеспечить безопасность людей в пределах района, примыкающего к остановленным скважинам; возможность полной, экономически целесообразной и безопасной выемки балансовых запасов на разрабатываемом участке; охрану окружающей среды (поверхностных и подземных вод) от засолонения.

Различают мероприятия при консервации (временном прекращении работы сроком более года) и при ликвидации скважин (полное прекращение работ).

Необходимость консервации возникает для скважин, работа которых предусматривается в несколько этапов, или скважин, дающих некондиционные (по содержанию вредных примесей) рассолы.

Ликвидация скважин производится: при разрушении ствола скважины и завале в результате обрушения вышележащих пород;

при часто повторяющихся авариях, когда восстановление скважин нецелесообразно;

при полном извлечении запасов в проектных контурах камеры.

Для консервации скважин снимается давление с водоподающей и рассолоподъемной колонны, выпускается нерастворитель, извлекаются водоподающая и рассолоподъемная колонны, обслуживающие трубопроводные коммуникации отключаются от источников питания. Оборудование консервируемой скважины при необходимости может быть демонтировано и использовано на действующих скважинах. Устье обсадной колонны в последнем случае перекрывается фланцевой заглушкой.

При ликвидации скважины все оборудование и трубопроводные коммуникации полностью демонтируются, а устье скважины оборудуется согласно схеме на рис. 48. На нижней трубе колонны диаметром 50 мм монтируется деревянная пробка и опускается в обсадную колонну. Интервал от пробки до устья цементируется. К фланцу трубы на поверхности присоединяется задвижка, а к задвижке — патрубок с манометром и проботборная трубка. Для защиты от замерзания и механических повреждений устье скважины закрывается кожухом, соединяющимся с фланцем обсадной колонны болтами. На обсадной колонне устанавливается маркшейдерский репер, а у устья скважины — указатель с обозначением номера скважины. Регулярно из скважины отбираются пробы рассола и замеряется давление.

При сдвигении земной поверхности провалы и трещины подлежат закладке. Места возможных провалов и трещин ограждаются, перед зоной ограждения вывешиваются плакаты, предупреждающие об опасности.

ГЛАВА II СПОСОБЫ ЭКСПЛУАТАЦИИ СКВАЖИН

Работа скважин при добыче солей растворением обычно включает два этапа: подготовительный и эксплуатационный. Целью подготовительного этапа является создание начальной поверхности растворения соли, достаточной для получения промышленной производительности скважин по кондиционному рассолу. На эксплуатационном этапе требуется обеспечить выемку залежи в проектных границах отработки с получением наилучших технико-экономических показателей рассолодобычи.

§ 1. Подготовительный размыв скважин

Начальная поверхность растворения, как правило, создается у подошвы соляной залежи (для последующей отработки залежи снизу вверх) путем размыва в соля горизонтальной полости небольшой высоты — гидровруба или подготовительной выработки.

В обычных условиях эксплуатации к подготовительной выработке предъявляются следующие требования.

1. Горизонтальная поверхность растворения подготовительной выработки должна обеспечивать возможность максимального съема соли при переводе скважин на эксплуатационный режим.

2. Боковая поверхность подготовительной выработки должна обеспечивать донасыщение рассолов, получаемых при размыве первых эксплуатационных ступеней, до промышленной концентрации. Для этого подготовительная выработка должна иметь достаточный объем и благоприятное для растворения положение боковых стенок.

3. Высота подготовительной выработки должна обеспечивать возможность размещения выпадающих при растворении соли нерастворимых включений, исключения зашламования рассолоподъемной колонны и проникновения пресной воды из водоподающей колонны в рассолоподъемную, т.е. исключения круговой циркуляции воды вдоль оси скважины, связанной с разбавлением извлекаемых рассолов и излишними энергетическими затратами на размыв.

4. Потери соли в подошве подготовительной выработки должны быть минимальными (для снижения ущерба от потерь), минимальными должны быть и затраты на сооружение подготовительной выработки.

Выполнение этих требований обеспечивается выбором соответствующих параметров размыва и прежде всего диаметра и высоты выработки, количества ступеней размыва, интенсивности подачи воды и связанной с ней продолжительностью размыва.

Диаметр гидровруба обычно принимают на 10–20% меньше проектного диаметра эксплуатационной камеры во избежание излишней продолжительности подготовительного размыва (горизонтальная поверхность вруба, размываемого до проектного диаметра камеры, обычно полностью не участвует в растворении). Высоту вруба (разнос между башмаками водоподающей и рассолоподъемной колонн) устанавливают исходя из содержания в соли нерастворимых включений.

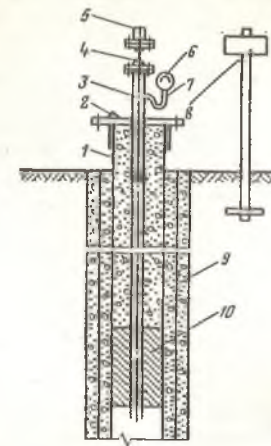


Рис. 48. Схема оборудования устья ликвидируемых скважин: 1 — обсадная колонна; 2 — маркшейдерский репер; 3 — колонна диаметром 50 мм; 4 — задвижка; 5 — патрубок; 6 — манометр; 7 — трубка для подсоединения манометра; 8 — указатель; 9 — кондуктор; 10 — пробка

Для чистой соли (нерастворимых до 2-3%) соотношение между высотой h_B и радиусом вруба r обычно принимают равным:

$$h_B = (0,02 - 0,04) r.$$

Для загрязненной соли (нерастворимых до 30 - 40%) это соотношение может приниматься (по данным П.С. Бобко) равным:

$$h_B = 0,02 \times r.$$

(x - содержание нерастворимых в соли, %).

Получение требуемого объема подготовительной выработки с благоприятным расположением боковых стенок принципиально обеспечивается ступенчатым размывом (рис. 49). По сравнению с размывом в одну ступень размыв в несколько ступеней дает возможность практически при одинаковых затратах времени создавать выработку с благоприятными углами наклона боковых стенок и большим объемом за счет включения в растворение горизонтальных поверхностей в кровле отдельных ступеней, суммарно больших размеров, чем поверхность при размыве выработки в одну ступень.

Количество ступеней размыва определяют в зависимости от размеров радиуса подготовительной выработки и содержания в соли нерастворимых включений, руководствуясь табл. 33.

Таблица 33

Радиус вруба, м	Содержание нерастворимых включений, %																				
	до 5						10			15			20			25			30		
	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n			
20	1	3	-	1	3	-	2	3	1	2	4	2	3	5	2,5	3	5	4			
30	2	3	1	2	3	1	3	3	1	3	4	2	4	5	3	4	5	4			
40	3	3	1	3	4	1	3	4	1,5	4	4	2	6	5	3	6	5	4			
50	4	3	1	4	4	1	4	4	1,5	5	4	3	6	5	4	7	5	4			

Примечание. n - число ступеней размыва; h_1 - высота первой ступени; h_n - высота каждой последующей ступени.

Продолжительность подготовительного размыва (время t достижения подготовительной выработки требуемого радиуса r) определяется из отношения

$$t = \frac{r}{W},$$

где W - средняя линейная скорость растворения соли, м/сут. (Скорость W при размыве вруба радиусом 40 - 50 м в каменной соли составляет 0,12 - 0,15 м/сут.)

Сокращение продолжительности подготовительного размыва может быть достигнуто за счет применения способов, повышающих растворяющую способность соли: подогрев растворителя или его омагнивание. При необходимости интенсивность подготовительного размыва может быть повышена за счет увеличения вододачи.

Влияние вододачи (в пределах от 20 до 100 м³/ч) на среднюю скорость растворения каменной соли может быть оценено по эмпирической формуле, полученной для условий Яр-Бишкалакского промысла [46]:

$$W = q^{0,5} \left(0,0063 + \frac{0,085}{h_n} \right),$$

где q - вододача, м³/ч.

В обычных условиях подачу воды при размыве гидровруба принимают от 10 - 15 м³/ч на первых этапах (ступенях) размыва до 30 - 40 м³/ч на завершающих этапах. При форсированном размыве, применяемом для сокращения продолжительности подготовки скважин, вододачу увеличивают до 50 - 60 м³/ч.

Размыв гидровруба на скважине начинают после промывки полостей рабочих труб от шлама (обычно 4 - 7 суток при производительности до 70-80 м³/ч), в течение 20-30 суток при подаче воды к забою скважины через рассолоподъемную колонну создают грушевидную полость (аумпф) для размещения выпадающих нерастворимых включений. Дальнейший размыв осуществляют путем подачи воды у кровли гидровруба и отвода рассола у дна камеры при изоляции кровли нерастворителем.

После каждой остановки размыва рассолозаборную колонну промывают в режиме прямого тока. При шламовании рассолоподъемной колонны применяют либо реверсивный режим работы скважины (прямая токи меняется на противоток и наоборот), либо осуществляют подъем рассолозаборной колонны на 0,5 - 2,0 м.

Обычно гидровруб промышленных размеров размывают 400 - 500 суток, при этом на поверхность извлекается до 200 - 250 тыс. м³ слабых рассолов.

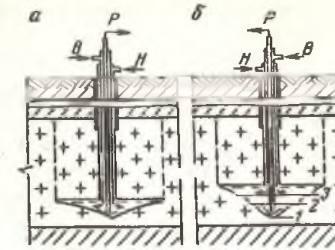


Рис. 49. Схема создания подготовительной выработки в одну (а) и несколько (б) ступеней; Р - рассол; В - вода; Н - нерастворитель

Гидроразрыв соляных пластов производят для сокращения времени подготовительного размыва скважин, предназначенных для совместной эксплуатации.

Выполняется гидроразрыв обычно в два этапа. На первом — в скважинах, намечаемых к сбойке, выполняют подготовительные операции, например, кумулятивную перфорацию интервала разрыва, создание щели с помощью гидроструйного аппарата или механических устройств, а также промывку скважины водой на форсированных режимах. На втором этапе производят собственно гидроразрыв, который осуществляют следующим образом. В одну из скважин, которую выбирают в качестве нагнетательной, закачивается вода. Закачку ведут небольшими порциями при высоком давлении с помощью поршневых насосов цементировочных агрегатов. Количество жидкости, подаваемой в скважину, обычно составляет от 1 до 10 л (в среднем 4 л) на каждый метр расстояния между соединяемыми скважинами. При определенном давлении в выделенном интервале глубин происходит разрыв пород, и в них возникает трещина, развивающаяся при увеличении количества закачиваемой воды. Скорость развития трещины обычно составляет от 0,1 до 2,1 м/мин. Когда трещина достигает другой скважины (это фиксируется по подъему жидкости в ее стволе), из этой скважины производят встречный разрыв. Для этого устье первой скважины закрывают, а во вторую скважину нагнетают воду. При повышении давления на устье первой скважины на ее оголовке открывают патрубок для сброса воды, но так, чтобы давление полностью не падало. После установления циркуляции давление нагнетания поддерживают постоянным, причем расход воды постепенно повышают, добиваясь при сохранении максимального расхода снижения давления, т.е. расширения трещины разрыва и превращения ее в канал сбойки за счет растворения соли. Высокий расход поддерживают для того, чтобы вода не успевала насыщаться солью вблизи стенок скважины. Иначе при малом расходе в стволе скважины может размыться каверна, а не канал сбойки. Для улучшения размыва канала нагнетание воды может осуществляться попеременно в обе скважины. В процессе производства гидроразрыва важно не допускать перерывов в нагнетании воды и постоянно поддерживать давление в трещине. При невыполнении этого условия можно не достичь соединения скважин.

Соединяемые скважины располагают так, чтобы разрыв происходил по естественным ослабленным зонам, например, по контакту соляных пластов с твердыми непроницаемыми породами или по слабым проглойкам в соли. Желательно, чтобы интервал пласта, подверженный разрыву, не превышал 2 м. Расстояние между соединяемыми скважинами обычно принимают не более 250–300 м. При больших расстояниях возможны осложнения гидроразрыва.

Возможность применения гидроразрыва на месторождениях устанавливается опытным путем после тщательного изучения особенностей геологического строения участка, данных геофизических исследований и керн скважин. При опытах уточняются необходимые давление, расходы воды, продолжительность гидроразрыва. Ориентировоч-

168

ное определение давления гидроразрыва (для выбора нагнетательного оборудования) выполняется по известным эмпирическим формулам. В большинстве случаев гидравлический разрыв пластов происходит при давлении меньшем или равном вертикальному горному давлению.

Гидроразрыв соляных пластов при сплошной системе растворения в отечественной практике применен на Ново-Карфагенском месторождении [47]. Схема оборудования скважины для производства гидроразрыва показана на рис. 50. При глубине залегания пластов 220–230 м разрыв производят цементировочным агрегатом ЦА–320М, позволяющим создавать на оголовке скважины давление до 30 МПа. Этот агрегат при высоком давлении обеспечивает и высокий расход воды, необходимый для развития канала сбойки. Он развивает максимальную

производительность около $52 \text{ м}^3/\text{ч}$ при давлении 5,8 МПа. Практика показывает, что после сбойки скважины для размыва канала сбойки подача воды не должна быть меньше $35 \text{ м}^3/\text{ч}$. Продолжительность подготовки двух скважин к эксплуатации при помощи гидроразрыва — порядка 20 суток, при этом основное время затрачивается на расширение первичной трещины.

Выбор способа и режима подготовки скважин к эксплуатации производят с учетом следующих основных факторов:

- 1) условий разработки залежи и прежде всего ее мощности, строения, угла падения, содержания нерастворимых включений;
- 2) требуемой продолжительности подготовки;
- 3) возможности использования получаемых слабонасыщенных рассолов.

Преимущественно подготовку осуществляют путем размыва гидрорубов в одну или несколько ступеней. Такой способ отличается наибольшей универсальностью и технологической надежностью. Применение гидроразрыва вследствие сложности образования направленных трещин ограничено главным образом при эксплуатации маломощных пластов через взаимодействующие скважины.

Гидроразрыв оправдан при сжатых сроках подготовки скважин, особенно необходимых при вводе новых промыслов.

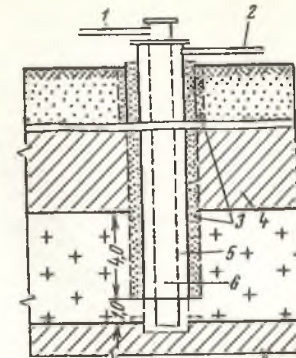


Рис. 50. Схема оборудования нагнетательной скважины для производства гидроразрыва: 1 — нагнетательный трубопровод; 2 — патрубок для сброса воды; 3 — цемент; 4 — ангидрит; 5 — основная тампонажная колонна; 6 — рабочая колонна

§ 2. Эксплуатация индивидуальных скважин

После завершения подготовительного размыва скважины переводят на эксплуатационный режим. Существует несколько способов ведения размыва на стадии эксплуатации, различающихся конструкцией скважин и приемами управления процессом растворения. Наиболее простыми являются неуправляемые способы прямотока и противотока, характеризующиеся тем, что растворение соли ведут без нестворителя, без создания подготовительных выработок и сразу по всей вскрытой мощности соляной толщи. Для такой эксплуатации скважины оборудуют одной рабочей колонной труб, размещая башмаки колонны вблизи подошвы залежи. При способе прямотока воду подают по внутренней колонне труб, а рассол выжимается по межтрубному пространству, при способе противотока направление циркуляции жидкости обратное (рис. 51).

Растворению подвергаются в основном стенки скважин, при этом камера приобретает форму, близкую к форме опрокинутого конуса, что неизбежно приводит к постепенному уменьшению угла наклона растворяющейся поверхности и снижению интенсивности рассолообразования.

Эксплуатацию скважин приходится прекращать, когда угол наклона поверхности достигает $35-40^\circ$, из-за этого срок службы скважин значительно сокращается, а запасы в пределах контура отработки извлекаются незначительно. Вследствие больших площадей обнажения надсолевых пород в камерах часто происходят обрушения, вызывающие аварии скважин или полный выход их из строя.

Производительность рассолодобычи обычно составляет $10-15 \text{ м}^3/\text{ч}$ для прямоточных и $15-20 \text{ м}^3/\text{ч}$ для противоточных скважин. При этом получаемые из скважин рассолы не полностью насыщены — концентрация не выше $290-300 \text{ г/л}$.

Из-за низкого извлечения запасов, малой производительности и некондиционности получаемых рассолов, малых сроков службы скважин, возможности оседания земной поверхности при стихийном развитии камер неуправляемые способы в значительной мере потеряли промышленное значение и сейчас имеют весьма ограниченное применение. Однако схемы прямой и обратной циркуляции воды и рассола в скважинах реализуются и в современных способах эксплуатации.

Длительное время применяли способ "блуждающей пленки" [48], предложенный П.А. Кулле (ВНИИГ). Идея этого способа заключается в том, что растворению подвергается не только боковая поверхность камеры, но и потолочина. Для этого после размыва вруба часть нестворителя ($30-40\%$) оставляют в камере на образование "блуждающих пленок" и ведут эксплуатацию по противоточной схеме при неизменном положении рабочих колонн. Поступающая в камеру вода растворяет соль в незащищенных нестворителем частях потолка. В результате эти поверхности быстро подвигаются вверх. Нестворитель, стремясь занять наиболее высокое положение, открывает доступ воде к ранее закрытым поверхностям потолочины. Тем самым обеспечивается самонивелирование потолочины. Добычу рассола мож-

но вести с большой производительностью и без контроля уровня нестворителя в течение всего периода эксплуатации.

Способом "блуждающей пленки" было отработано довольно много камер, прежде чем обследование их путем локационной съемки выявило ряд существенных недостатков способа. Форма камер оказалась отличной от цилиндрической, коэффициент извлечения запасов значительно ниже проектного. Такой результат связывают с тем, что "блуждающая пленка" постепенно оказывается недостаточной для самонивелирования потолочины.

Вследствие окисления, старения нестворителя его количество в камере постепенно уменьшается. Нестворитель скапливается в отдельных изолированных участках, оставляя большую часть поверхности неприкрытой. Отсутствие нестворителя приводит к быстрому растворению открытых участков соли, при этом потолок камеры "уходит" вверх, оставляя большие запасы соли неизвлеченными. У кровли пласта образуется узкая шель большого диаметра и происходят обрушения вышележащих пород, вызывающие аварии скважин. Таким образом, главный недостаток способа "блуждающей пленки" связан с отсутствием контроля за перемещением нестворителя в камере.

Этот недостаток исключен в способе послонной выемки, который впервые был предложен Э. Трапмом (США), а разработан в отечественной практике П.С. Бобко (ВНИИГ). Сущность этого способа заключается в том, что после размыва подготовительной выработки отработка соляных камер снизу вверх ведется отдельными горизонтальными слоями (ступенями) высотой $5-15 \text{ м}$ при изоляции потолка каждого слоя нестворителем [49]. В процессе отработки слоя нестворитель в камеру вводится систематически и его уровень контролируется. Это позволяет извлекать из каждого слоя заранее заданное расчетное количество соли и управлять формообразованием камеры. Для перехода на выемку нового слоя осуществляется выпуск нестворителя с отработанного уровня и подъем его на новый уровень, отвечающий потолочине нового слоя. Одновременно на высоту очередного слоя производится подъем уровня водоподдачи — башмака водоподдающей колонны. Так последовательно снизу вверх слоями отрабатывается камера в форме тела вращения на всю мощность соляной залежи вплоть до потолочного целика соли, оставляемого для исключения обрушений покрывающих пород.

В камере различают (рис. 52) ступени растворения (слои соли, подлежащие растворению после очередного подъема рабочих труб), активную зону (часть камеры между ее потолком и уровнем рассола-

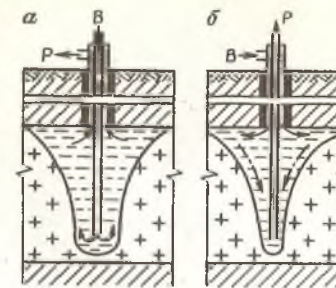


Рис. 51. Схема растворения соляной залежи по способу прямотока (а) и противотока (б): Р — рассол, В — вода

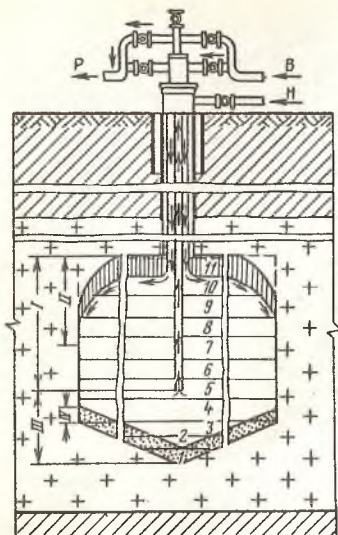


Рис. 52. Схема послойной выемки камер (по П.С. Бобко): I - активная зона; II - зона формирования рассола; III - зона консервации, IV - зона закладки; 1 - 11 - выемочные ступени

тела вращения, обеспечивать высокую производительность скважин (до 70-80 м³/ч), вести обработку залежей с большим (до 30%) содержанием нерастворимых примесей. Поэтому способ послойной выемки получил наибольшее распространение и в настоящее время является основным при эксплуатации рассолодобычных скважин.

К числу недостатков способа следует отнести:

необходимость строгого соответствия между высотой обрабатываемого слоя и производительностью скважины; при нарушении такого соответствия вследствие неравномерности растворения соли по высоте обрабатываемого слоя (скорости выше у потолка слоя, куда подается растворитель) возможны чрезмерный рост диаметров у потолка камер и неполная обработка слоев;

необходимость строго лимитированного во времени перевода скважин на выемку очередного слоя; задержка приводит к превышению проектных диаметров камер;

большой объем спуско-подъемных операций с рабочими трубами для перевода скважин на новый слой обработки;

недостаточная надежность управления процессом выемки при пода-

че растворителя непосредственно под слой нерастворителя (из-за растворения приствольной части камеры и "уходов" потолочин выше заданной отметки).

Недостатки послойной выемки в значительной мере исключаются при способе растворения с заглубленной водоподачей, разработанным в последние годы Яр-Бишкадакским промыслом и ВНИИГ-алургии. Сущность способа заключается в том, что в камере по всей высоте интервала обработки соли создается зона смешения восходящего потока растворителя с опускающимся потоком насыщающегося рассола, и за счет этого в зоне смешения обеспечиваются постоянная концентрация (порядка 240-260 г/л), равномерное по высоте растворение соляных стенок и получение цилиндрической формы выработки. Рассол отбирается из нижней части камеры (зоны вытеснения), имеющей достаточный объем для донасыщения рассола зоны смешения до кондиционной концентрации.

Многолетний опыт промышленного применения способа послойной выемки показал его неоспоримые преимущества перед другими способами, особенно в управлении параметрами камер. Послойная выемка дает возможность обрабатывать камеры с заранее заданной формой и параметрами

забора, в которой происходит движение воды - рассола), зону формирования рассолов (часть активной зоны, в которой растворитель насыщается солью), зону консервации - нижнюю часть камеры, заполненную насыщенным рассолом (пассивная зона), а также осевшими нерастворимыми примесями (зона закладки).

Эксплуатационный режим послойной обработки камер устанавливается соответствующим выбором контролируемых в производственных условиях технологических параметров: производительности скважин, высоты обрабатываемых слоев и продолжительности их обработки, величины разности рабочих колонн - высоты активной зоны.

Схема обработки камер по способу заглубленной водоподачи показана на рис. 53. Башмак водоподающей колонны устанавливается значительно ниже уровня поддержания нерастворителя, что обеспечивает всплывание более легкого растворителя и его интенсивное конвективное перемешивание с окружающим рассолом.

Распределение концентрации соли в рассоле по высоте камеры, обрабатываемой по способу заглубленной водоподачи, иллюстрируют данные измерений плотности, выполненные звукокатером камеры № 7 Яр-Бишкадакского промысла (рис. 54). Измерения показывают, что выше уровня водоподачи концентрация соли в рассоле является постоянной, а ниже этого уровня концентрация быстро возрастает. Для сравнения на рис. 55 приведены данные аналогичных измерений, выполненных в камерах постоянного растворения (№ 5 р и № 8 р) того же промысла.

Обработка камер способом заглубленной водоподачи наиболее эффективна при эксплуатации мощных отложений каменной соли, где высота интервалов обработки соли может быть увеличена до 60-100 м.

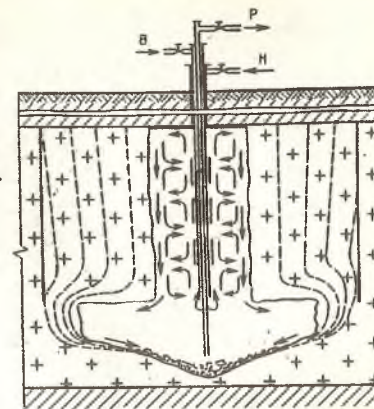


Рис. 53. Схема обработки камер способом заглубленной водоподачи

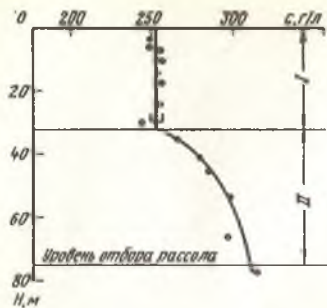


Рис. 54. Распределение концентрации соли в рассоле по глубине камер № 7 Яр-Бишкадакского рассолопромысла при эксплуатации способом заглубленной водоподдачи:
I — зона смешения; II — зона вытеснения

малой высоты (4–5 см), для чего нерастворитель из камеры ежедневно выпускается и постепенно закачивается вновь. При этом каждый день производится размыв нового слоя при преимущественном растворении потолочины камер. Конструкция скважин — трапколонная. Водоподающая и рассолозаборная колонны соединяются с трубопроводами гибкими шлангами и имеют мощные гидродомкраты для ежедневного подъема колонн без отключения насосов и разгерметизации системы. Ежедневный подъем уровня водоподдачи соответствует подъему уровня нерастворителя, поэтому контроль нерастворителя может производиться по его выходу под башмак водоподающей колонны.

Недостатком способа является сложность управления технологическим процессом — необходимость постоянной закачки-выпуска нерастворителя, ежесуточного подъема колонн. Для ежесуточного выпуска-впуска количество нерастворителя в камере должно быть небольшим, следовательно, и камера должна иметь небольшой диаметр (обычно 40 м). Получаемые камеры имеют значительные отклонения формы от осесимметричной и сильно не выдержаны по диаметру. Извлечение соли из скважин невелико, а стоимость добычи рассола оказывается достаточно высокой.

§ 3. Эксплуатация взаимодействующих скважин

Разработку залежей соли через взаимодействующие скважины начали применять с того времени, когда индивидуальные скважины в процессе эксплуатации стали стихийно сбиваться (соединяться) друг

с другом и потребовались специальные технические приемы для продолжения их работы. Известна, например, эксплуатация скважин после сбивки как индивидуальных (условно-индивидуальных), когда гидравлические сопротивления скважин оказывались близки. При необходимости консервации канала сбивки прибегали к прекращению эксплуатации одной из сбившихся скважин при работе другой. Применяли также разделение подачи воды и выдачи рассола между сбившимися скважинами для их совместной эксплуатации с использованием канала сбивки и работу по реверсивной схеме — для обеспечения более равномерной отработки запасов по каждой скважине.

Однако эти приемы не обеспечивали эффективного управления отработкой залежей, поэтому в дальнейшем стали разрабатываться специальные способы эксплуатации, позволяющие разделять подачу воды и отбор рассола между различными скважинами, снижать энергозатраты на добычу рассола, уменьшать инкрустацию рабочих колонн, а также потери тепла при использовании подогретых растворителей.

Среди этих способов для практики рассолодобычи наибольший интерес представляют способы эксплуатации попарно-сбитых (сдвоенных) скважин — для выемки достаточно мощных соляных залежей — и способы эксплуатации систем взаимодействующих (групповых) скважин — для выемки маломощных залежей.

При работе попарно-сбитых скважин нашли применение способы управляемого и неуправляемого растворения. Применение сдвоенных камер при неуправляемом растворении известно, например, в Италии на месторождении Тимпа дель Сальто [51] при отработке соляной залежи мощностью 150 м на глубинах 650–750 м. Залежь сильно загрязнена нерастворимыми включениями брекчий; среднее содержание соли примерно 60%. Скважины диаметром 210 мм бурят на расстоянии 100–150 м друг от друга, обсаживают на всю глубину обсадной колонной и соединяют гидроразрывом. Вода подается в скважины попеременно с производительностью 100 м³/ч.

Для управляемой эксплуатации сдвоенных скважин ВНИИГом и Яр-Бишкадакским промыслом в 60-х годах был предложен способ реверсивно-слоевого растворения [52], в котором использованы принципы работы индивидуальных скважин послойного растворения.

Сущность этого способа заключается в том, что размыв камер производится слоями очень

с другим и потребовались специальные технические приемы для продолжения их работы.

Рис. 55. Распределение концентрации соли в рассоле по глубине камер послойного растворения Яр-Бишкадакского промысла:
1 — в камере № 5р; 2 — в камере № 8р

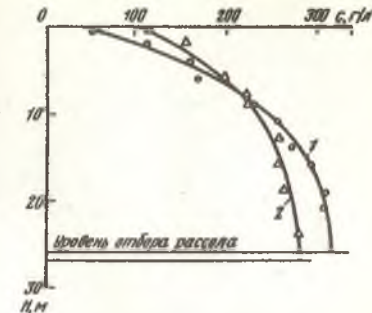


Рис. 55. Распределение концентрации соли в рассоле по глубине камер послойного растворения Яр-Бишкадакского промысла:
1 — в камере № 5р; 2 — в камере № 8р

Среди этих способов для практики рассолодобычи наибольший интерес представляют способы эксплуатации попарно-сбитых (сдвоенных) скважин — для выемки достаточно мощных соляных залежей — и способы эксплуатации систем взаимодействующих (групповых) скважин — для выемки маломощных залежей.

При работе попарно-сбитых скважин нашли применение способы управляемого и неуправляемого растворения.

Применение сдвоенных камер при неуправляемом растворении известно, например, в Италии на месторождении Тимпа дель Сальто [51] при отработке соляной залежи мощностью 150 м на глубинах 650–750 м. Залежь сильно загрязнена нерастворимыми включениями брекчий; среднее содержание соли примерно 60%. Скважины диаметром 210 мм бурят на расстоянии 100–150 м друг от друга, обсаживают на всю глубину обсадной колонной и соединяют гидроразрывом. Вода подается в скважины попеременно с производительностью 100 м³/ч.

Для управляемой эксплуатации сдвоенных скважин ВНИИГом и Яр-Бишкадакским промыслом в 60-х годах был предложен способ реверсивно-слоевого растворения [52], в котором использованы принципы работы индивидуальных скважин послойного растворения.

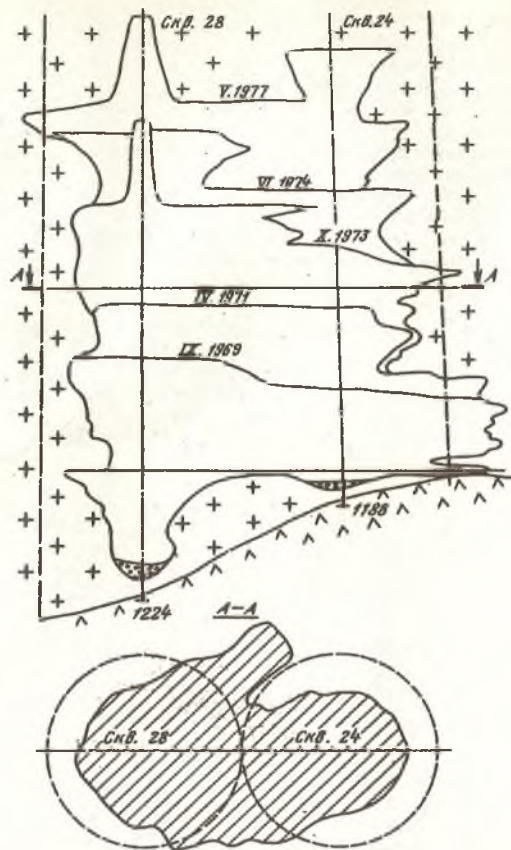


Рис. 56. Форма двойной камеры Яр-Бишкадакского рассолопромысла

При этом способе соединяемые скважины располагаются друг от друга на расстоянии $1,8 R$ (R — радиус индивидуальной камеры). На подготовительном этапе скважины размываются индивидуально, а после создания подготовительных выработок и их сбойки на заданной глубине — совместно при поочередном использовании одной из скважин как водоподающей, а другой — как рассолозаборной. При совместной эксплуатации путем поочередного растворения выемочных слоев по каждой скважине создается общая камера. Выемку очередного слоя производят в районе водоподающей скважины, при этом

стремятся растворить объем соли в форме цилиндра с радиусом R . Управляют размывом с помощью жидкого нерастворителя, систематически вводимого через водоподающую скважину для изоляции потолка отрабатываемого слоя, а также поддерживаемого у потолка ранее отработанного слоя в районе рассолозаборной скважины.

Имеющийся опыт практического применения реверсивно-слоевого способа свидетельствует о том, что при работе двойных скважин, по сравнению с индивидуальными, достигаются более высокие темпы наращивания производительности, однако более сложным является управление параметрами камер. Трудным является поддержание нерастворителя на заданном уровне, что ведет к частым стихийным «уходам» потолочин камер. В горизонтальных сечениях камер не обеспечиваются заданные геометрические параметры — происходит укорочение длинной оси камеры при расширении участка сопряжения (рис. 56). На участках отработки двойными скважинами извлечение оказывается более низким, чем у индивидуальных.

Эти недостатки пока сдерживают широкое применение двойных скважин.

Перспективным представляется способ эксплуатации двойными скважинами, предложенный ВНИИГом для доработки запасов междукамерных целиков [53]. Способ предусматривает бурение новой скважины вблизи имеющейся индивидуальной камеры, сбойку скважины с камерой гидроразрывом или гидрорубом, закачку растворителя в новую скважину для ее эксплуатации с заглубленной водоподачей, извлечение рассола из придонной части ранее размытой камеры. Ожидается надежное управление параметрами новой камеры, рядом со старой, при минимальном изменении размеров и формы старой камеры.

Способ эксплуатации соляных залежей через систему взаимодействующих скважин заключается в том, что участок месторождения, отведенный для отработки, вскрывают группой скважин, которые соединяются между собой у подошвы залежи для образования единого искусственного рассольного горизонта. Сбойка может осуществляться размывом гидрорубов по скважинам, созданием трещин гидроразрыва или бурением с последующим размывом стволов наклонно-горизонтальных скважин с горизонтальной частью по подошве пласта.

Отработку участка ведут, нагнетая воду в водопримные скважины, располагаемые со стороны восстания пластов, и отбирая рассол из рассолозаборных скважин со стороны падения.

В образующейся полости различают [52] следующие зоны: зону консервации, расположенную в нижней части рассольного горизонта, где скапливаются насыщенные рассолы; зону формирования рассолов, расположенную выше зоны консервации, где происходит насыщение солью растворителя, движущегося в направлении рассолозаборных скважин; зону «пятящейся эрозии», расположенную от водопримных скважин по восстанию пластов, где стремление занять верхнее положение подаваемой в рассольный горизонт воды приводит к растворению соли в направлении восстания пластов.

Концентрация рассола в образующейся полости возрастает в направлении падения пластов, наблюдается также вертикальная стратификация рассолов — концентрация увеличивается в направлении сверху вниз.

Наибольшая скорость растворения соли отмечается вблизи точек водоподдачи.

Планомерность отработки участка достигается изменением интенсивности подачи воды в отдельные водоприемные скважины, а также распределением нагрузки между рассолозаборными скважинами. Для повышения извлечения при отработке свиты пластов подачу воды вначале осуществляют в нижний пласт у его подошвы. Вовлечение в эксплуатацию верхних пластов (после отработки нижних) происходит либо за счет естественных обрушений, разделяющих пласты породных прослоев, либо за счет перфорации обсадных колонн водоприемных скважин [47].

Достоинством способа является возможность получения высокой производительности рассолодобычи, недостатками — неизбежность деформации земной поверхности и сложная организация планомерной отработки залежи.

ГЛАВА III КОНТРОЛЬ И УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ПОДЗЕМНОГО РАСТВОРЕНИЯ СОЛЕЙ

§ 1. Особенности процесса растворения солей через скважины

Процесс добычи солей через скважины с поверхности имеет особенности, обусловленные, с одной стороны, физико-химической природой растворения солей, а с другой — гидравликой и гидродинамикой циркуляционных систем, возникающих при создании в соляном массиве камер больших размеров.

С позиций химической кинетики растворение соли является гетерогенной реакцией, т.е. происходящей на поверхности раздела жидкой и твердой фаз. Реакция включает поступление растворителя к поверхности соли, взаимодействие растворителя и соли (межфазные процессы), отвод растворенного вещества от поверхности соли (процессы диффузии). У границы раздела твердой и жидкой фаз образуется особый пограничный слой раствора, из которого ионы соли диффундируют в массу раствора.

Под действием силы тяжести пограничный слой приобретает самостоятельное движение, при этом возникает естественный поток, транспортирующий растворенное вещество из одной точки в другую и обеспечивающий приток свежих порций растворителя к растворяющейся поверхности.

Уравнение кинетики растворения твердого тела в жидкости обычно записывается в виде

$$W = K(C_H - C),$$

где W — скорость растворения твердого тела с единицы поверхности, $\text{кг/ч} \cdot \text{м}^2$; K — коэффициент скорости растворения, или коэффициент массоотдачи, м/ч ; C_H и C — концентрация соли в насыщенном растворе и в растворителе, кг/м^3 .

Для большинства природных солей процесс растворения протекает диффузионно, и коэффициент скорости растворения [54, 55]

$$K = \frac{D}{\delta_c},$$

где D — коэффициент диффузии, $\text{м}^2/\text{ч}$; δ_c — толщина диффузионного пограничного слоя, м .

Величина коэффициента скорости растворения зависит от многих факторов и определяется в зависимости от условий движения растворителя (режим вынужденной или свободной конвекции) и характера течения пограничного слоя (ламинарный или турбулентный).

Режим свободной конвекции соответствует растворению в неподвижном растворителе, а вынужденная конвекция имеет место при движении растворителя вдоль растворяемой поверхности под действием внешних сил (например, работа насоса).

В подземных камерах растворение солей в режимах свободной и вынужденной конвекции сопряжено с молекулярной диффузией, поэтому коэффициент скорости растворения может быть представлен в виде суммы:

$$K = K_v + K_c + K_m,$$

где индексы "v" и "c" относятся к вынужденной и свободной конвекции, а индекс "m" — к молекулярной диффузии.

Коэффициент скорости растворения при вынужденной конвекции (K_v) определяется на основе теории конвективной диффузии, согласно которой перенос вещества в движущейся жидкости осуществляется за счет молекулярной диффузии при наличии градиента концентрации соли в жидкости и механического перемещения частиц растворенного вещества движущейся жидкостью.

Растворение соли в условиях вынужденной конвекции можно рассмотреть на примере растворения плоской пластины соли при установившемся ламинарном движении жидкости с некоторой скоростью U (рис. 57). В таких условиях на поверхности соли возникает гидродинамический пограничный слой толщиной δ (область резкого изменения скорости) и диффузионный пограничный слой толщиной δ_c (область резкого изменения концентрации).

Величина δ определяется [56] как расстояние от поверхности соли, на котором скорость движения жидкости v_x в пограничном

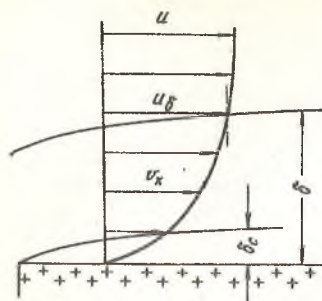


Рис. 57. Схема гидродинамического δ и концентрационного δ_c пограничных слоев при скорости движения растворителя U

слое лишь на 0,2% отличается от скорости внешнего потока U , т.е. $v_x = 0,998 U$;

$$\delta = 5,83 \left(\frac{\nu L}{U} \right)^{\frac{1}{2}},$$

а толщина диффузионного слоя

$$\delta_c = 0,506 \left(\frac{D^3}{\nu} \right)^{\frac{1}{3}} \delta,$$

где ν — кинематическая вязкость жидкости; L — расстояние от передней кромки пластины. Тогда для вынужденного ламинарного течения

$$K_B = m_B D^{\frac{2}{3}} \nu^{-\frac{1}{6}} \left(\frac{U - U_0}{L} \right)^{\frac{1}{2}} \text{ при } U > U_0,$$

где m_B — численный коэффициент; U_0 — скорость потока растворителя, начиная с которой внешний поток влияет на коэффициент скорости растворения.

Значение U_0 установлено при обработке опытных данных [55] и может приниматься равным 0,01 м/с; коэффициент m_B для локального значения K_B равен 0,339, а для среднего по длине пластины коэффициента K_B получено $\bar{m}_B = 0,678$ [56].

Безразмерная форма коэффициента скорости растворения — диффузионное число Нуссельта $Nu = \frac{KL}{D}$ при вынужденной конвекции является функцией числа Рейнольдса $Re = \frac{UL}{\nu}$ и диффузионного числа Прандтля $Pr = \frac{\nu}{D}$. При ламинарном движении жидкости эта функция имеет вид

$$Nu = m_B Re^{\frac{1}{2}} Pr^{\frac{1}{3}}.$$

Для плоской поверхности ламинарный характер движения наблюдается в области $Re < 3,5 \cdot 10^5$, который при $Re > 5 \cdot 10^5$ переходит в турбулентный. Если рассматривать плоскую поверхность как элемент камеры подземного растворения, то, приняв за характерный размер радиус камеры, т.е. $L = r$, получим $Re < 2 \cdot 10^5$, что соответствует области ламинарного движения.

Соотношения, определяющие величину коэффициента K_B , дают возможность на основе имеющихся данных [55, 57, 58] для камер подземного растворения оценить предельные размеры радиуса, при которых растворение происходит в условиях вынужденного движения. Согласно расчетам, эти условия имеют место при радиусах камер до 10 м, при больших радиусах происходит свободно-конвективное растворение соли. Именно этим объясняется недостаточная эффективность от предложенных по интенсификации растворения соли в камерах за счет создания (с помощью телескопических устройств или радиально расположенных насадок) затопленных струй [59–61]. Согласно опытным данным [61], ускоряющее действие затопленной струи при растворении вертикальной поверхности соляных камер прослеживается на расстоянии не более 4–5 м. Из-за ограниченной дальности действия и значительных энергетических потерь затопленные струи пока не находят применения при расслодобыче.

При растворении соли в неподвижном растворителе (режим свободной конвекции) течение пограничного слоя может быть ламинарным или турбулентным. Для области ламинарного течения коэффициент скорости растворения [56, 62] в безразмерном виде записывается

$$Nu_{c,л} = 0,499 (Gr Pr)^{\frac{1}{4}},$$

где Gr — диффузионное число Грасгофа.

$$Gr = \frac{gh^3}{\nu^2} \cdot \frac{\rho_H - \rho}{\rho} \sin \theta;$$

g — ускорение свободного падения; h — расстояние от передней кромки пластины; ρ_H и ρ — плотности насыщенного раствора и растворителя; θ — угол наклона растворяющейся поверхности к горизонту, градус (индекс "сл" относится к свободному ламинарному движению диффузионного пограничного слоя).

Среднее значение числа Нуссельта по высоте растворяемой поверхности

$$\bar{Nu}_{c,л} = 0,665 (Gr Pr)^{\frac{1}{4}}.$$

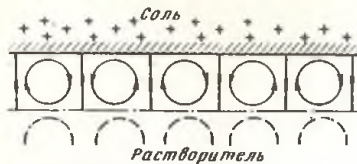


Рис. 58. Схема циркуляции жидкости в ячейчатом горизонтальном слое при свободном конвективном растворении соли с потолочины в большой объем при $Re > 10^4$

В подземных камерах при свободном конвективном растворении соли характерно турбулентное течение пограничного слоя (длина участка ламинарного течения на вертикальной поверхности растворения не превышает 10–20 см), для которого безразмерный коэффициент скорости растворения $Nu_{сг}$ определяется уравнением

$$Nu_{сг} = m_{сг} (Gr Pr)^{\frac{1}{3}}$$

(индекс "сг" относится к свободной турбулентной конвекции).

Величина коэффициента $m_{сг}$ определена при решении аналогичной тепловой задачи и составляет 0,10.

Коэффициент скорости свободном конвективного растворения наклонной пластины соли в турбулентном режиме

$$K_{сг1} = 0,10 \left[\frac{D^2 (\rho_n - \rho)}{\nu \rho} g \sin \theta \right]^{\frac{1}{3}},$$

где $0 \leq \theta \leq 90^\circ$, причем для вертикальной поверхности $\theta = 90^\circ$.

Установлено [63], что стекающий по поверхности соли пограничный слой раствора отрывается от нее только при $\theta = 100^\circ$, а при значениях $\theta > 100^\circ$ процесс растворения протекает путем отрыва шлиф. Поэтому в области значений угла $\theta = 100^\circ \div 180^\circ$ последнюю формулу записывают следующим образом:

$$K_{сг2} = 0,18 \left[\frac{D^2 (\rho_n - \rho)}{\nu \rho} g \sin (\theta - 100) \right]^{\frac{1}{3}}.$$

Процесс свободной конвекции у горизонтальной поверхности со свободными нижними границами можно рассматривать как модель потолочины камеры растворения. Пограничный слой у этой поверхности приобретает ячейчатую структуру [64], которая схематично представлена на рис. 58.

Зависимость скорости растворения соли от угла наклона поверхности (по данным лабораторных опытов) показана на рис. 59. Время растворения образцов составляло от 1 до 20 мин в зависимости от угла наклона. При этом свободном конвективный процесс может рассматриваться как стационарный, но по отношению к сопутствующему процессу молекулярной диффузии от пограничного слоя в объем

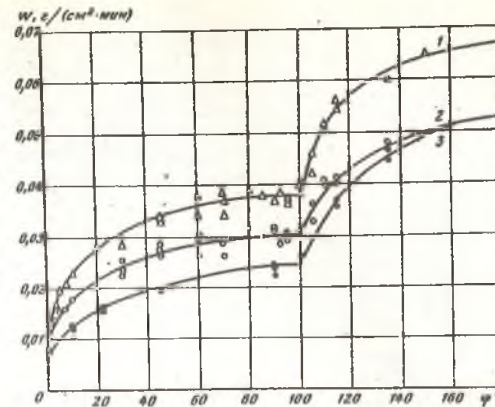


Рис. 59. График зависимости скорости W свободного конвективного растворения KCl (1) и NaCl (2, 3) в воде от угла наклона поверхности ψ_0 при $25^\circ C$: 1, 2 — данные Бельды М.П. (образцы длиной 2–4 см), 3 — данные Кулле П.А. (образцы длиной 10–15 см)

растворителя процесс является нестационарным. Поэтому в уравнение скорости растворения требуется введение дополнительного слагаемого W_{00} , величина которого экспериментально определена при $\theta = 0^\circ$ и отражена на рис. 59.

Это слагаемое представляет собой средний по времени диффузионный поток с единицы поверхности:

$$\bar{W}_{00} = 2 \sqrt{\frac{D}{\pi \tau}} (C_n - C),$$

где τ — время растворения.

Из этого соотношения определяется средний по времени коэффициент скорости молекулярно-диффузионного растворения соли:

$$\bar{K}_M = 2 \sqrt{\frac{D}{\pi \tau}}.$$

Помимо рассмотренных факторов на коэффициент скорости растворения и, следовательно, на процесс растворения в целом влияют температура и давление.

С повышением температуры скорость растворения увеличивается (рис. 60). Для скорости растворения в воде вертикальной поверхности каменной соли П.А. Кулле предложена формула, которая после простых преобразований имеет вид

$$W = 2,9 \cdot 10^{-3} (22,4 + t),$$

где W — скорость растворения, см/сутки; t — температура, $^\circ C$.

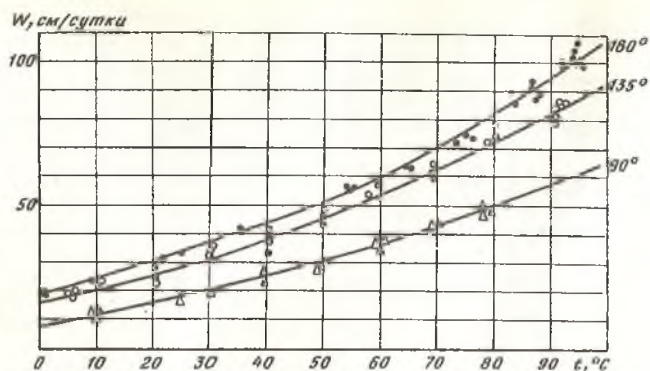


Рис. 60. График зависимости скорости W свободно-конвективного растворения NaCl в воде от температуры t при углах наклона поверхности 180 , 135 и 90°

Зависимость скорости растворения солей от давления изучена мало, хотя известны отдельные данные о влиянии давления на растворимость солей, вязкость и плотность растворов [65].

На основании имеющихся данных в области давлений до 50 МПа зависимость растворимости NaCl в воде от давления может быть представлена следующей формулой:

$$C_n = 317,2 + 7,7 \cdot 10^{-3} (10p - 1),$$

где C_n — растворимость NaCl в воде при давлении p , МПа, и температуре 25°C , г/л.

В соответствии с этой формулой при увеличении давления до 25 МПа растворимость NaCl в воде возрастает примерно на 2 г/л, а при 10 МПа прирост растворимости составляет около 0,8 г/л.

Это обстоятельство требует учета при выборе производительности скважин во избежание извлечения на поверхность пересыщенных растворов и акристаллизации трубопроводов (инкрустации). Причиной инкрустации для растворов NaCl может являться именно давление, а не температура, так как зависимость растворимости NaCl от температуры очень мала и в диапазоне температур, характерном для рассолодобычи ($10 \div 30^\circ\text{C}$), растворимость может изменяться только в пределах $\pm 0,1$ г/л. Эта величина почти на порядок меньше изменения растворимости с давлением для глубоких скважин.

Для циркуляционных систем, имеющих место при закачке в камеры растворителя и извлечении рассола, значение имеют явления электрострикции при насыщении воды солью, а также сжимаемость жидкости, массообмен растворителя и твердой соли, теплообмен за-

полняющего камеры рассола с окружающим соляным массивом и подаваемым растворителем, внешнее давление жидкости, вызываемое работой насосов [66].

Эффект электрострикции проявляется в том, что в результате изменения структуры воды в растворах каменной соли объем хлорнатриевого рассола оказывается меньше суммы объемов, переходящей в раствор твердой соли и воды, в которой эта соль растворена. Поэтому отношение объема воды, затрачиваемой на получение рассола, к объему рассола, извлекаемого из скважины (расходный коэффициент по воде), больше единицы ($k_B \sim 1,034 \approx 1,04$).

Уменьшение объема при переходе твердой фазы соли в раствор имеет значение, это приходится учитывать при длительных остановках, консервации или ликвидации скважин, в камерах которых к моменту остановок обычно находятся значительные объемы ненасыщенных рассолов. Уменьшение объемов рассола при насыщении вызывает снижение его уровня в стволе скважины и даже возможно полное осушение ствола. При этом снижается давление в системе скважина-камера, что может вызвать нежелательные явления — снижение устойчивости камер. Поэтому уменьшение объема жидкости в ряде случаев приходится компенсировать подкачкой рассолов, взятых из других скважин.

Вода является практически несжимаемой жидкостью — коэффициент сжимаемости воды для интервала давлений 0,1–10,0 МПа и 20°C равен $46,8 \cdot 10^{-6}$, коэффициент сжимаемости рассолов ($k_{СЖ}$) вследствие электрострикции еще меньше. Однако из-за больших объемов жидкости, заполняющей камеры, и значительных (иногда до 2 км) глубин разработки с эффектом сжимаемости приходится считаться, в частности, при разгрузке и пуске скважины в работу.

Увеличение объема жидкости ΔV при разгрузке камеры объемом V (снятии давления на оголовке скважины) составляет:

$$\Delta V = k_{СЖ} \Delta p V,$$

где Δp — изменение давления в камере.

Избыточный объем будет изливаться из скважины. В ряде случаев объемы камер достигают сотен тысяч кубических метров. При разгрузке таких камер на выпуск избыточного объема жидкости (при ее расширении) уходит несколько суток; при подготовке к работе требуется время для закачки дополнительных объемов воды из-за ее сжатия при повышении давления до рабочего уровня.

В процессе массообмена в камере происходит насыщение растворителя и изменение его плотности. Разница между начальной плотностью растворителя и плотностью насыщенного рассола каменной соли довольно значительна (20%), и это вызывает перемещение жидкости в камере. Выделяются две рабочие поверхности камер, где происходит насыщение растворителя, — потолок камеры и ее отвесные стенки. На открытой поверхности потолка рассол пограничного слоя собирается на неровностях, отрывается в виде струй («ячеи-

тые токи) и опускается вниз, перемешиваясь с ниже расположенным раствором. Эквивалентный объем рассолов с меньшей концентрацией (плотностью) перемещается вверх между опускающимися струями рассолов с большей концентрацией. На поверхности стен камеры механизм насыщения растворителя связан с движением вниз образующегося здесь пристеночного потока рассолов до уровня, где плотность растворителя становится равной плотности пристеночного потока. Здесь поток отделяется от стенки и растекается по поверхности этого уровня. При этом возникают контртоки растворителя, способствующие перемешиванию рассолов в продольном и поперечном направлениях. Движение жидкости в процессе массообмена носит характер конвекционных токов, скорости движения зависят от разностей плотностей жидкости. При выравнивании градиентов плотности в объеме камеры за счет перемешивания или насыщения растворителя скорость процесса массообмена затухает.

Распределение концентраций рассолов по высоте действующих камер характеризуется тем, что в припотолочной части камеры находится обширная зона опреснения, которая довольно быстро исчезает после остановки скважины. Скорость подъема уровня насыщенных рассолов зависит от размеров камеры и наличия нерастворителя у ее потолка. При открытой потолочине скорость подъема этого уровня около 4 м/сут, при закрытой — в пределах 1–2,5 м/сут и зависит от размеров камеры.

При теплообмене окружающего массива горных пород с поступающим растворителем в объеме заполняющей камеру жидкости возникают конвекционные токи. Они вызваны разницей плотностей жидкости в объеме камеры вследствие температурного фактора. Интенсивность и скорости тепловых конвекционных токов значительно меньше, чем в результате массообмена, и определяются следующими факторами: температурой растворителя, эндотермичностью растворения, величиной геотермического градиента, временем растворения, объемом и формой камер, а также общей направленностью процесса на выравнивание перепада температур. В обычных условиях "холодного" растворения на глубинах до 1000 м распределение температуры в объеме камер характеризуется тем, что в верхней части камеры находится зона значительного охлаждения. Вблизи дна температура рассола близка к температуре вмещающих пород. Остальной объем камеры имеет температуру, близкую к среднегодовой температуре закачиваемой воды.

Движение жидкости, вызываемое внешним давлением (работой насосов), имеет место только при вытеснении из камеры рассолов, эквивалентных объемам закачиваемого растворителя, и в основном ограничивается активной зоной камеры. При снятии внешнего давления движение прекращается.

При работе индивидуальной скважины в цилиндрической камере с плоской потолочной могут быть выделены (рис. 61) четыре зоны с четко выраженными гидродинамическими отличиями: зона припотолочного (компенсационного) потока (I), зона вертикального плоскопараллельного потока (II), промежуточная зона (III), зона сферического

(IV) потока — центростремительное движение жидкости к точке забора. Наиболее активным является плоскорадиальный припотолочный поток, растекающийся от точки ввода жидкости к боковым стенкам камеры.

Жидкость в камеру вводится через скважину по рабочим трубам, сечение которых весьма мало по сравнению с сечением камеры. Поэтому скорость движения жидкости при попадании в камеру резко падает и становится ничтожной по сравнению со скоростями в трубах. В месте ввода жидкости (если водоподающая колонна не оборудована направляющей муфтой) нисходящий поток воды попадает в камеру в виде кольцевой затопленной струи, которая проникает на некоторую глубину в среду рассола до погашения энергии. Под действием струи отбрасывается вверх (отражается) эквивалентный по расходу поток жидкости, который затем растекается под потолком камеры. Отраженный поток при движении вверх за счет ажирации способствует перемешиванию окружающего объема жидкости и достигает потолка камеры до некоторой степени смешанный с рассолом.

Вода в камеру может подаваться на уровне ее потолка или ниже — при заглублении башмака водоподающей колонны. В последнем случае перемешивание отраженного потока с окружающим объемом жидкости улучшается. Башмак водоподающей колонны может быть оборудован отражательной муфтой. За счет этого вертикальное движение нисходящего потока при входе в камеру переводится в радиально-горизонтальное.

Высокая активность припотолочного потока, с одной стороны, создает благоприятные условия для растворения соли в потолочине камеры (особенно в приствольной части потолка), но с другой — при необходимости изоляции потолка от растворения — затрудняет поддержание у кровли пленки жидкого нерастворителя.

Поддержание пленки особенно затруднено в тех случаях, когда уровень водопдачи совпадает с уровнем поддержания нерастворителя. При этом за счет интенсивного механического перемешивания нерастворителя с водой в приствольной части образуется водонефтяная эмульсия, и здесь может происходить подрастворение потолка. Давлением воды имеющийся в камере нерастворитель может быть смешан к периферии. При этом центральная часть поверхности потолка обна-

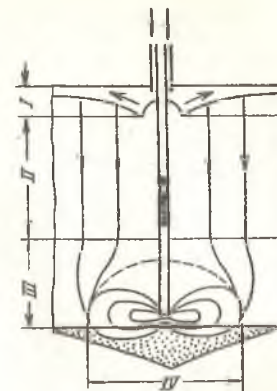


Рис. 61. Гидродинамические зоны в индивидуальной камере: I — припотолочного потока, II — вертикального перемещения, III — промежуточная; IV — сферического потока

мается, и происходит его подрастворение. При подаче воды ниже уровня поддержания нерастворителя влияние механического воздействия воды на нерастворитель уменьшается.

Выводится жидкость обычно из нижней части камеры (из зоны насыщенных рассолов) через висящую рассолоподъемную колонну. Сечение этой колонны, а также скорости движения в ней рассола аналогичны сечению и скоростям в точке ввода жидкости в камеру. При действии внешнего давления у точки вывода формируется некоторая зона, в пределах которой скорость жидкости меняется от скорости ее движения в камере до скорости в трубах. Центростремительные (к точке вывода) потоки жидкости в этой зоне могут вызвать подсос нерастворимого осадка со дна камеры и образование в трубах пробок.

Вне рассмотренных зон перемещение жидкости в камере под действием внешнего давления происходит равномерно и крайне медленно. Достаточно сказать, что в индивидуальной камере диаметром 100 м при производительности скважины 50 м³/ч. на обновление жидкости в слое высотой 1 м требуется около 7 суток.

При растворении залежей через взаимодействующие скважины характер гидродинамических потоков отличается прежде всего тем, что точки подачи воды и отбора рассола разобщены как по вертикали, так и в плане. Разобщение точек в плане нарушает осесимметричность приотолочного потока, свойственную индивидуальной камере. При этом сохраняются преимущественная направленность потока по кратчайшему пути от водоприемной скважины к рассолозаборной и рост скорости движения в местах сужения потока — на участках сочленения камер.

§ 2. Расчеты параметров процесса растворения

Для расчета процессов, протекающих в камерах, и определения технологических параметров эксплуатации скважин предложен ряд методов. Одни из них в большей мере исходят из теоретических представлений (процессы в камерах описываются известными уравнениями гидродинамики и конвективной диффузии при определенных граничных условиях), другие — из инженерных предпосылок и носят в значительной мере эмпирический характер.

Одним из первых теоретических расчетов производительности камер и средней концентрации соли в рассоле является решение П.А. Кулле. Решение основано на допущении, что переходящая в рассол соль равномерно распределяется по всему объему камеры, как при механическом перемешивании (модель смешения). Принято также, что концентрация рассола в любой точке горизонтального сечения камеры равны между собой, а локальные скорости растворения соли в любой точке на поверхности камеры подчиняются единой зависимости (условие ламинарного характера течения пристеночного потока).

* Тр. ВНИИГ. Вып. 20, Л.-М., Госхимиздат, 1949.

Для средней концентрации рассола в камере объемом V получено уравнение

$$C = C_H - (C_H - C_0) e^{-\frac{KS}{V}(t - t_0)}$$

где C, C_H, C_0 — соответственно среднееобъемная концентрация, концентрация насыщения, начальная концентрация соли в растворителе, т/м³; K — коэффициент скорости растворения, м/ч; S — площадь поверхности камеры, подверженной растворению, м²; t, t_0 — рассматриваемый и начальный моменты времени, ч.

Сложную форму поверхности растворения П.А. Кулле предложил подразделить на отдельные элементы с учетом угла наклона поверхности к горизонту и представлять произведение в виде

$$KS = \sum_{i=1}^n K \varphi_i S \varphi_i$$

где $K \varphi_i$ — коэффициент скорости растворения i -го элемента поверхности с углом наклона φ_i ; $S \varphi_i$ — площадь i -го элемента поверхности.

Расчет П.А. Кулле является весьма приближенным (не учитывает стратификации рассола по высоте камеры) и может быть использован лишь для начальной стадии эксплуатации скважин. Практическое применение расчетных формул осложняет необходимость определения локальных значений K и S .

В отличие от решения П.А. Кулле другие авторы исходят из допущения, что насыщение рассола происходит в результате "поршневого" вытеснения тяжелого рассола свежим растворителем при последовательном движении жидкости вдоль поверхности растворения камеры (модель вытеснения). Концентрация рассола в каждом горизонтальном слое, на которые условно разбивается камера, зависит от времени его пребывания в камере.

На основе модели вытеснения А.Г. Поздняковым [67] получены следующие уравнения:

для расчета производительности камеры

$$Q = \frac{\sum_{i=1}^n K \varphi_i S \varphi_i}{\ln \frac{C_H - C_0}{C_H - C_0}}$$

для расчета концентрации рассола

$$C = C_H \left(1 - e^{-\frac{\sum K_{\varphi_i} S_{\varphi_i}}{Q}} \right).$$

Эти уравнения пригодны для практических расчетов (значения величин концентрации более надежны, чем по решению П.А. Кулле), хотя остается трудным определение величин K и S .

Более близкие к практике результаты могут быть получены при использовании уравнений Ю.А. Шахова и М.П. Бельды [68], выведенных на основе модели вытеснения и учитывающих ряд дополнительных условий (содержание нерастворимых в залежи, соли, оставшейся в камере с рассолом).

Концентрация получаемого рассола выражается формулой

$$C = \frac{\gamma - C_H \alpha \beta}{1 - \alpha \beta},$$

где γ — плотность соли, т/м³;

$$\alpha = \frac{\gamma - C_0}{C_H - C_0}; \quad \beta = e^{-\left(1 - \frac{C_H}{\gamma}\right) \frac{(1-x)KS}{Q}};$$

x — весовая доля нерастворимых примесей в соляной породе, а производительность камеры по рассолу

$$Q = \frac{(1-x) \left(1 - \frac{C_H}{\gamma}\right) KS}{\ln \frac{\gamma - C}{(C_H - C)\alpha}}.$$

Известны и другие варианты расчета процесса растворения соли, рассмотренные, например, в работах [69, 70].

Практическое использование методик, основанных на теоретических представлениях, осложняет то, что требуемые для расчетов исходные данные трудно, а иногда и невозможно получить в условиях промышленных камер. Поэтому чаще применяют инженерные методы расчета, в которых используются контролируемые в производственных условиях параметры и установленные из практики эмпирические зависимости.

Для расчета параметров послышной обработки через индивидуальные скважины применяется методика П.С. Бобко, согласно которой вначале, исходя из высоты активной зоны камер, определяется ожи-

даемая (потенциально возможная) производительность, а затем с учетом этой величины рассчитывается необходимая высота слоя обработки цилиндрической формы. Время, необходимое для обработки слоя, определяется по средней для данного радиуса камер скорости растворения.

Ожидаемая производительность (Q_0) определяется по эмпирическим зависимостям, связывающим фактическую производительность промышленных камер с высотой активной зоны. Например, для условий Мировского месторождения в Болгарии П.С. Бобко получена следующая зависимость:

$$Q_0 = 0,05 R [2,2 \sqrt{R} + H (1 - 0,01 H)],$$

где R — радиус цилиндрической камеры, м; H — высота активной зоны, м.

Для Яр-Бишкадакского месторождения (для диаметра камер порядка 100 м) связь устанавливается [46] следующей формулой:

$$Q_0 = 1,88 H - 0,02 H^2 + 0,0005 H^3.$$

При установленной величине Q_0 дальнейшие расчеты выполняют в следующей последовательности.

1. По заданному радиусу камеры R определяется требуемое время обработки слоя:

$$T = k_T \frac{R}{W}.$$

Величина k_T принимается в пределах 0,5 — 0,7, а W (средняя радиальная скорость растворения соли) зависит от R :

R , м	10	20	35	50	70
W , м/сут	0,20	0,17	0,15	0,12	0,10

2. Исходя из производственной необходимости и величины коэффициента технического использования скважины устанавливается эксплуатационная производительность скважины $Q_3 \leq Q_0$.

3. Определяется высота слоя растворения:

$$h = 2,77 \frac{T Q_3}{R^2 \gamma}.$$

Необходимо заметить, что расчетные методы определения параметров процесса растворения пока разработаны лишь для наиболее простых вариантов эксплуатации соляных залежей через индивидуальные скважины. При более сложных вариантах (например, обработки

через взаимодействующие скважины) зачастую приходится исходить из опытных данных. В отдельных случаях необходимые параметры устанавливаются путем моделирования.

§ 3. Управление процессом с помощью нерастворителя

Недоступность камер для непосредственного наблюдения делают задачу контроля и управления процессом рассолодобычи весьма трудной, тем более, что средства управления ограничены. К числу практически возможных средств управления размывом камер относятся: изменение конструкции скважин (в простейшем случае – установка направляющих аппаратов, отражательных муфт); изменение положения рабочих (водоподъемной и рассолоподъемной) колонн; управление нерастворителем; управление режимом закачки, составом и температурой растворителя.

Выбор необходимых средств и методов управления производится при составлении регламентов размыва камер. Контроль результатов размыва осуществляется при производстве специальных измерений.

Важнейшим элементом управления процессом подземного растворения соляных залежей является нерастворитель – химически нейтральное к воде, соли и рассолу вещество, относительная плотность которого меньше единицы. В качестве нерастворителя могут применяться жидкие нефтепродукты, а также различные газы и прежде всего сжатый воздух.

В отечественной практике обычно применяют жидкие нерастворители. Газообразные нерастворители пока не получили распространения из-за сложности герметизации скважин, невозможности равномерной подачи в камеру и отсутствия надежных способов контроля количества подаваемого воздуха, повышенной коррозии колонн скважины и технологических трубопроводов. Жидкие нефтепродукты для использования в качестве нерастворителя выбирают с учетом вязкости, плотности, температуры застывания и содержания фактических смол [71].

Кинематическая вязкость нефтепродуктов должна составлять $(2 \pm 15) \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ (при 20°C). Нефтепродукты с вязкостью большей $15 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ (типа смазочных масел, моторных и котельных топлив) содержат большое количество асфальто-смолистых веществ. Они подвержены различным изменениям физико-химических констант в камере выщелачивания, прилипают к стенкам труб и потолочине камер, плохо растекаются по поверхности растворителя. Нефтепродукты с вязкостью меньше $2 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ (тип бензина) отличаются повышенной пожароопасностью и высокой стоимостью.

Плотность нефтепродуктов должна находиться в пределах $0,80 - 0,88 \text{ г/см}^3$ (при нормальной температуре 20°C). Плотность менее $0,80 \text{ г/см}^3$ отвечает нефтепродуктам с большим содержанием бензиновых фракций, плотность более $0,88 \text{ г/см}^3$ – продуктам с масляными фракциями, легко образующимися с водой водомасляные эмульсии и быстро окисляющимися из-за большого содержания в них асфальтосмолистых веществ.

Температура застывания должна отвечать условиям транспортирования нерастворителя по наземным трубопроводам при сезонных колебаниях температуры. В том или ином климатическом районе температура застывания нерастворителя должна быть ниже средней температуры наружного воздуха наиболее холодного для данной местности времени года.

Содержание фактических смол в нерастворителе не должно превышать 60 мг на 100 мл нефтепродукта. Больше количество смол влечет за собой различные физико-химические изменения нерастворителя в камере: образование эмульсий, биологическое, химическое окисление и т.п.

Наиболее благоприятны для использования в качестве нерастворителя нефтепродукты, отвечающие перегонке в интервале температур $100-350^\circ\text{C}$, т.е. керосино-газойлевым фракциям. С учетом этих условий и промышленных цен для использования в качестве нерастворителя пригодны нефтепродукты, указанные в табл. 34.

Перечисленные нефтепродукты – товарные виды топлив, использование которых в процессе получения хлорнатриевых рассолов может в ряде случаев оказаться нерациональным. Поэтому не исключается возможность применения в качестве нерастворителя и сырых керосино-газойлевых фракций, которые не являются товарным продуктом.

Количество нефтепродуктов, необходимое для ведения процесса, принимается из расчета изоляции потолка камер от произвольного растворения. Слой нерастворителя у потолка камеры определяется толщиной пленки, обеспечивающей растекание нерастворителя, средней толщиной слоя нерастворителя, заполняющего неровности потолка, и толщиной слоя, отвечающего чувствительности датчика контроля. Обычно толщина слоя нерастворителя принимается равной $3-4 \text{ см}$, при этом расход нерастворителя для перекрытия потолка одной камеры

$$q = 0,031 D^2$$

(D – диаметр камеры, м).

Потребность рассолопромысла в нерастворителе определяется с учетом количества действующих скважин (N), резерва на покрытие временных потерь ($0,1 q$) и безвозвратных потерь ($0,4 q$):

$$Q_H = 0,046 N D^2.$$

Расходная норма нерастворителя на 1 м^3 рассолов определяется по величине безвозвратных потерь:

$$\Delta Q_H = \frac{0,012 N D^2}{Q_T}$$

Таблица 34

Нефтепродукт	Вязкость кинематическая ν_{20} , 10 ⁻⁶ м ² /с	Плотность ρ_4 , г/см ³	Температура застывания t , °С, не выше	Содержание фекального смол, не более, %
Топливо дизельное З, ГОСТ 305-73	2,2-5,0	0,80-0,83	-3,5	30
Топливо дизельное ЗС, ГОСТ 305-73	1,8-3,2	0,80-0,83	-45,0	30
Топливо дизельное Л, ГОСТ 305-73	3,0-6,0	0,82-0,86	-10,0	40
Топливо для быстроходных дизелей ДЗ, ГОСТ 4749-73	3,5-6,0	0,84-0,86	-45,0	30
Топливо для быстроходных дизелей ДС, ГОСТ 4749-73	4,5-8,0	0,86-0,88	-15,0	50
Топливо для быстроходных дизелей ДЛ, ГОСТ 4749-73	3,5-6,0	0,82-0,87	-10,0	50

6421

6421

(Q_r - годовая производительность промысла по рассолу, м³).

На действующих рассолопромыслах безвозвратные потери составляют 0,35 - 1,00 кг на 1 м³ добываемого рассола.

В период эксплуатации скважин нерастворитель подается в камеру регулярно, по мере роста площади потолка. Суточная норма закачки нерастворителя зависит от размеров радиуса горизонтальной части потолка и радиальной скорости его роста. При толщине слоя 3 см и радиальной скорости роста потолка 0,2 м/сут суточная норма закачки нерастворителя $q_{сут}$, м³ для камеры радиуса r_i составляет

$$q_{сут} = 0,04 r_i \cdot$$

Регулярная закачка требуемого объема нерастворителя в камеру является необходимым условием технологического процесса. Нарушение режима закачки ведет к образованию в потолочине камер полостей большого объема, последующее перекрытие которых требует значительного количества нерастворителя, в ряде случаев превышающего запасы промысла.

В 4. Контроль уровня нерастворителя в камерах

Известны различные методы контроля уровня нерастворителя: манометрический, подбашмачный, радиоактивный, электроконтактный, гидроакустический, емкостной [72].

Манометрический метод. Один из известных вариантов метода (рис. 62) предложен П.А. Кулле. При заполнении нефтью полости междутрубья и контрольной трубки нефть находится у потолка камеры, давление на устье скважины в обеих полостях дифманометра равно k , следовательно, перепад давления равен нулю. В процессе эксплуатации геометрические параметры камеры вследствие растворения соляных поверхностей меняются, меняется и положение уровня нерастворителя - граница раздела сред рассол - нерастворитель перемещается выше на уровень H . При этом равновесие в дифманометре нарушается и возникает некоторый перепад давления. По величине Δh расчетным путем определяют положение уровня нерастворителя H .

В другом варианте манометрического метода положение уровня нерастворителя устанавливается не по измерениям абсолютного перепада давления дифманометра, а по измерению мерным сосудом объема нерастворителя, который необходимо выпустить из контрольной трубки до установления нулевого перепада давления. Этот вариант контроля может осуществляться и при измерении объема выпускаемого нерастворителя индукционным датчиком.

Достоинством манометрических методов контроля является простота принципиальной схемы, недостатком - громоздкость и сложность монтажа измерительной системы.

Подбашмачный метод. Сущность этого метода контроля сводится к тому, что в скважину подкачивают нерастворитель в объемах боль-

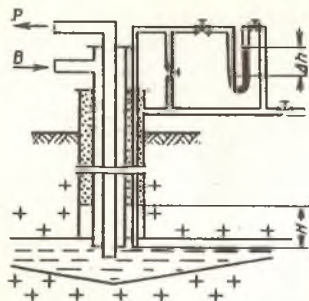


Рис. 62. Схема манометрического контроля по перепаду давления:
P — рассол; B — вода

ративного контроля за уровнем нестворителя, повышенный расход нестворителя, необходимость продолжительных остановок размыва скважин при выполнении контроля (разовый контроль занимает 3–4 часа), необходимость установки водоподающей колонны и организации водоподачи у кровли камеры. Поддержание водоподающей колонны у кровли камеры вызывает перемешивание нестворителя с водой, образование водонефтяной эмульсии, подрастворение соли в приствольной части камеры. В результате этого происходят "уходы" потолка и теряется контроль за уровнем нестворителя.

Метод контрольного отверстия может применяться при установке башмака водоподающей колонны ниже потолка камеры. В этом случае заранее в стенке колонны водоподающих труб на уровне требуемого поддержания нестворителя продельвают небольшое отверстие. При работе скважины давление в колонне водоподающих труб выше, чем в затрубном пространстве, и через отверстие из колонны в затрубье протекает некоторое количество жидкости. При остановке скважины, наоборот, часть жидкости через отверстие попадает из затрубья в колонну. В тех случаях, когда в затрубном пространстве уровень нестворителя совпадает с отверстием, в колонну водоподающих труб при остановках размыва попадает некоторое количество нестворителя. Нестворитель всплывает к оголовку, где может быть обнаружен при выпуске рассола через сливной кран.

Метод контрольной трубки предусматривает прокладку в кольцевом пространстве ствола скважины по внешней стороне водоподающей колонны специальной трубки небольшого диаметра. Нижний конец трубки устанавливается на 1–2 м выше башмака водоподающей колонны. Процесс контроля за уровнем нестворителя сводится к выпуску нестворителя из трубки и замеру его объема. Возможны два варианта контроля — с подвижной или с неподвижной трубкой, практически реализован лишь вариант с неподвижной трубкой.

ших, чем требуется для изоляции прироста площади потолка камеры, и периодически (при контроле) выпускают из скважины избыток нестворителя через водоподающую колонну или специальную трубку. Можно выделить три варианта метода: собственно подбашмачный, контрольного отверстия и контрольной трубки.

Подбашмачный метод реализуется при установке башмака водоподающей колонны у потолка камеры. Метод технически прост и не требует дополнительного оборудования рабочих колонн. Этим, главным образом, и объясняется широкое распространение метода. Недостатками метода являются: невозможность опе-

Метод контрольной трубки достаточно прост и не требует остановок размыва скважин. Осложняет применение метода необходимость монтажа трубки по всей длине водоподающей колонны и обеспечение ее герметичности. Нарушения целостности трубки возможны при спуско-подъемных операциях, особенно при наличии искривлений скважины. При негерметичном соединении трубки достоверность контроля снижается. Закупорка контрольных трубок загустевшим нестворителем приводит к частым отказам.

Радиоактивные методы. При использовании радиоактивных методов уровень нестворителя контролируется измерением разницы естественной радиоактивности жидкостей на границе рассол — нестворитель или разницы поглощающей способности жидкостей. При растворении каменной соли естественная радиоактивность получаемых рассолов и применяемых нестворителей различается мало, поэтому на границу рассола с нестворителем вводят радиоактивные вещества (ФРГ). Последующий контроль этой границы выполняется известными методами геофизического каротажа скважин.

Использование радиоактивных методов сдерживает необходимость выполнения специальных требований при работе с радиоактивными веществами, осложняющими обслуживание скважин.

Электроконтактный метод. Применение метода основано на свойствах электропроводности воды и рассолов и наличии диэлектрических свойств у применяемых жидких нестворителей. Известно несколько вариантов метода, из которых наиболее разработанным является электроконтактный (ЭКС).

ЭКС предусматривает систему вертикально расположенных датчиков электропроводности, укрепленных на водоподающей колонне (рис. 63). С каждым датчиком связан индикатор, расположенный на поверхности. Система индикаторов непрерывно сигнализирует о положении границы рассол-нестворитель.

Продолжительная работа ЭКС обеспечивается при создании на контактах датчика достаточно высокого переменного напряжения с одновременным увеличением сопротивления нагрузки. Это, с одной стороны, создает условия для пробоя изоляционной пленки, обволакивающей контакт, и уменьшения электролиза, а с другой — дает возможность уменьшения контактной искры, разрушающей нестворитель с образованием парафинистых смол.

Достоинством метода является возможность оперативного и дистанционного контроля, недостатком — трудность обеспечения герметичности соединений и сохранности кабеля и датчиков при спуско-подъемных операциях, обгорание контактов, отложение на контактах взвешенных породных частиц и загустевшего нестворителя.

Емкостный метод. Применение метода основано на изменении электрической емкости системы изолированный электрод-земля в зависимости от положения поверхности раздела нестворитель — рассол относительно электрода. Электрод является конденсатором чувствительного элемента датчика уровня. Разница диэлектрической проницаемости жидкостей на поверхности раздела дает возможность получить заметные изменения емкости чувствительного элемента при переходе его из нестворителя в рассол или воду.

На основе этого метода во ВНИИГе разработан специальный дистанционный сигнализатор уровня (ДЕСУ), имеющий следующие технические характеристики:

Чувствительность:	
по уровню, мм	3
по емкости, пФ	2
Максимальная погрешность сигнализации уровня, мм	1,5
Максимальное внешнее гидростатическое давление среды, МПа	20,0
Допустимая температура окружающей среды, °С	5-80
Диаметр датчика, мм	28
Максимальное удаление датчика от измерительного блока, м	3000
Напряжение внешней электросети, В	220±40
Напряжение питания датчика, В	12

Эти характеристики определяются схемой и конструкцией датчика сигнализатора.

Проведенные испытания сигнализатора свидетельствуют о перспективности и целесообразности его использования для оперативного контроля уровня нерастворителя в камерах рассолопромыслов. Возможно применение ДЕСУ и в соляных камерах подземных хранилищ для контроля уровня нерастворителя при строительстве и для контроля уровня хранимого продукта при эксплуатации [73].

Гидроакустический метод. Гидроакустический (гидролокационный) метод основан на явлении отражения упругих колебаний звуковых или ультразвуковых частот, создаваемых в жидкости излучателями, от препятствий или границ раздела сред. Часть отраженной энергии колебаний возвращается к месту установки излучателя и может быть зафиксирована приемником.

На основе этого принципа контроль уровня нерастворителя осуществляется с помощью звуколокаторов, а также специальных акустических уровнемеров.

Возможность определения границе рассол - нерастворитель установлена при производстве звуколокационных съемок промысловых камер. При извлеченных колоннах по мере спуска снаряда звуколокатора в скважину на осциллограмме локатора появляется дополнительный сигнал, отвечающий пересечению границы нерастворитель - рассол.

При съемках через колонну уровень нерастворителя может быть определен, когда известен фактический вертикальный размер камеры в интервале, перекрытом колонной. Положение нерастворителя устанавливается при сравнении фактического разреза с кажущимся, получаемым при съемке через колонну. Выше границы раздела кажущееся расстояние до стенки камеры примерно на 30% больше фактического.

При неизвестном фактическом разрезе камеры в случае съемок через колонну точное определение уровня осложняется из-за невозможности точного ориентирования получаемых разрезов камеры. В верхней части камеры (у потолочины), где имеются ненасыщенные рассолы, происходит значительное рефракционное искажение звуковых лучей. В результате этих ошибок точное определение уровня затруднительно, а в ряде случаев и невозможно.

Гидролокационный уровнемер для камер подземного растворения солей был впервые разработан и изготовлен по инициативе работников Яр-Бишкадакского рассолопромысла.

Гидролокационный уровнемер предназначен для оперативного определения местоположения границы раздела нерастворителя и рассола в камерах подземного растворения солей без остановки технологического процесса.

Основные технические данные уровнемера

Измеряемое расстояние, м	0,3 - 25
Точность измерения, %	±5
Чувствительность, см	±5
Рабочая частота, кГц	400
Угол раскрытия диаграммы направленности, градус	10
Длительность зондирующих импульсов, мс	0,2
Период повторения зондирующих импульсов, мс	200
База калибровки, м	0,5
Диапазон рабочих температур, °С	-10 . . . +40
Максимальное гидростатическое давление, МПа	25,0

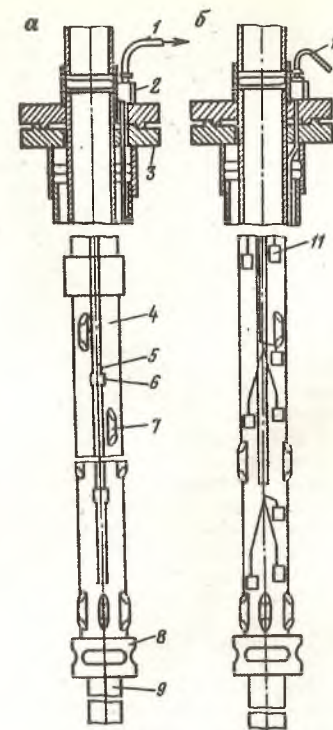


Рис. 63. Схема монтажа контрольной трубки (а) и электроконтактной системы (б):

- 1 - контрольная трубка; 2 - сальник; 3 - фланец обсадной колонны; 4 - водоподдающая колонна; 5 - муфта; 6 - кабель; 7 - предохранительный фонарь; 8 - направляющее устройство; 9 - рассолозаборная колонна; 10 - кабель; 11 - датчики

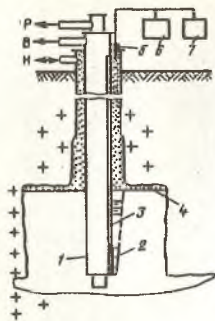


Рис. 64. Оборудование камеры гидролокаторным уровнемером:

1 — водоподающая колонна; 2 — акустический блок; 3 — кабель; 4 — граница не-растворителя; 5 — сальник; 6 — измерительный блок; 7 — осциллограф; Р — рас-сол; В — вода; Н — не-раст-воритель

§ 5. Контроль параметров камер

Параметры подземных камер растворения солей определяют коо-венным путем (например, по объему вынутой соли, скорости раство-рения соляных поверхностей, по сбойке с соседними камерами и кон-трольными скважинами, масштабам сдвижений земной поверхности) и прямыми измерениями с помощью скважинных гидролокаторов [74]. В отечественной практике локаторы применяются в 1963 г. В на-стоящее время имеется несколько моделей гидролокаторов: "Луч" и "Галит" (Ленинградский горный институт), "Контур" и "Профиль" (Всесоюзный институт техники разведки), "Зонд" (Газприборавто-матика). На большинстве промыслов съемки выполняются гидролокато-ром "Луч-4", который представляет собой передвижную установку, смонтированную в кузове геофизической станции АЭК-1500.

Гидролокатор состоит из комплекта наземной аппаратуры и сква-жинного снаряда. Связь скважинного снаряда с наземной аппарату-рой осуществляется по трехжильному кабелю, служащему одновре-менно и подвесом для снаряда. Спуск снаряда в камеру производится через блок-баланс, устанавливаемый на устье скважины. Уп-равление работой гидролокатора производится с пульта управления наземной станции.

Схема размещения гидролокаторно-уровнемера в камере подземного выщелачивания показана на рис. 64.

Опыт эксплуатации уровнемера по-казывает, что он обеспечивает опера-тивный контроль за уровнем нераство-рителя без остановки процесса раство-рения, измерение требует незначи-тельного времени и достаточно просто в выполнении. Применение уровнемера дало возможность значительно сокра-тить простои скважин, имевшие место при подбашмачном контроле. Заметно сократились потери нерастворителя. Экономическая эффективность от приме-нения уровнемера определена в 10-12 тыс. руб. в год на каждую сква-жину.

Такие приборы, как гидролокати-онный уровнемер, дают возможность проведения централизованных измере-ний, и их можно использовать в ка-честве периферийных устройств в автоматизированных системах управле-ния режимом работы камер.

Техническая характеристика станции "Луч-4"

Диаметр скважинного снаряда, мм	114
Высота, мм	2200
Масса, кг	25
Максимальная глубина съемки, м	2000
Диапазон измеряемых расстояний в горизонтальной плоскости, м	2-150
Масштабы записи на самописце	1:100; 1:200; 1:500; 1:1000

Точность измерения, % :

расстояний, фиксируемых на самописце	± 2
расстояний, фиксируемых на осциллографе	± 5
скорости распространения звука	± 15
Погрешность определения концентрации рассола, г/л	15
Точность ориентации сечений, градус	2
Время съемки одного сечения, мин	6
Угол раствора диаграммы направленности, градус:	
в горизонтальной плоскости	1,5
в вертикальной	6

Для проведения съемки скважину освобождают от рассолоподъем-ных труб и поднимают водоподающую колонну до уровня башмака там-понажной колонны*. Перед спуском снаряда скважину шаблонируют для исключения возможных прихватов. Съемка камеры включает в себя определение: высотного положения дна и потолка; концентрации рассола по высоте; размеров, формы и расположения в пространстве.

О параметрах камеры и ее положении в пространстве судят по результатам съемки отдельных горизонтальных сечений в режиме об-зора (рис. 65). Съемку сечений начинают от дна камеры вверх. Рас-стояние между сечениями выбирается в зависимости от размеров ка-меры и требуемой детальности съемки (обычно в пределах 1-5 м).

Результатом съемок каждой камеры является получаемый набор эхограмм контуров горизонтальных сечений. Центр каждой эхограммы указывает местоположение снаряда гидролокатора в камере на уровне съемки сечения. Первичная обработка эхограмм включает внесе-ние поправок на магнитное склонение, ошибки аналогии, на искривле-ние скважин. Последующая обработка ведется с целью получения показателей, необходимых для контроля и корректировки технологи-ческих и геометрических параметров разработки, а также выяснения закономерностей формирования камер. Обработка может выполнять-ся с применением электронно-вычислительных машин.

Для измерений локатором необходима длительная остановка каме-ры с выполнением операций по частичному демонтажу технологичес-

* При необходимости съемка может проводиться через стенки од-ной из рабочих колонн, но без ориентации сечений и без измерения скорости звука.

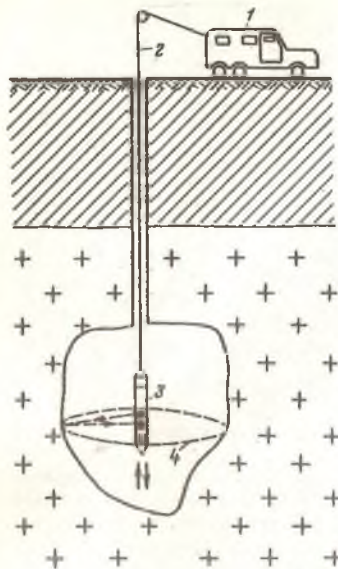


Рис. 65. Схема звуколокаторной съемки камеры через скважину: 1 — наземная станция; 2 — кабель; 3 — скважинный снаряд; 4 — контур камеры

шупцами приборами. Эксплуатацию этих приборов осложняет недостаточная чувствительность на границах рабочего диапазона, нестабильность показаний (из-за старения мембраны), ненадежность плавящего узла. Использование дифманометров требует установки диффрагм на трубопроводах, что осложняет их конструкцию и вызывает повышенный расход электроэнергии.

Для контроля количества получаемых рассолов применяются также расходомеры типа ИР-51. Их длительная работа в ряде случаев оказывается ненадежной из-за недостаточной герметичности корпуса электрических обмоток, работающих в условиях повышенной влажности. Для повышения надежности требуются установка вторичных приборов в сухих отапливаемых помещениях и герметизация корпуса обмоток датчика и вводов кабеля. Индукционные расходомеры стали применять и для контроля расходов рассола. Надежная работа этих

ихх колонн и восстановительному монтажу после завершения обмера. По этим причинам не всегда удается проводить измерения камер с необходимой периодичностью, и получаемая информация не является оперативной. Поэтому представляет интерес создание локаторов, обеспечивающих возможность оперативного контроля изменяющихся размеров камер.

§ 6. Контроль технологических режимов работы скважины

Для управления процессом подземного растворения важное значение имеют контроль и регулирование: количества воды, подаваемой в скважину; количества извлекаемого рассола; количества закачиваемого и выпускаемого нерастворителя; состава и концентрации извлекаемого рассола; давлений в трубопроводах воды, рассола и нерастворителя. В отдельных случаях требуется контроль температуры и концентрации рассолов в камерах.

Контроль расходов воды обычно осуществляется с помощью мембранных дифманометров типа ДМ, работающих с самопи-

приборов требует герметизации кабельных вводов, установки уплотнительных прокладок между половинками корпуса обмоток, размещения датчиков на вертикальных участках трубопроводов.

Расходы нерастворителя в разовой закачке определяются по изменению уровня в емкости известной конфигурации с помощью мерных сосудов, специальных расходомеров. На Мировском месторождении в Болгарии используются турбинные расходомеры типа "Т" (производства ИРБ), которые позволяют контролировать количество нерастворителя, закачиваемого в каждую скважину. Для этой цели возможно применение расходомера "Турбокивант" производства ВНР. Перспективным является использование турбинного преобразователя расхода типа "Нора", разработанного Октябрьским филиалом ВНИКА Нефтегаз. Преобразователь состоит из магнитоиндуктивного датчика и электронного блока.

Контроль давления жидкостей осуществляется манометрами общего назначения. На насосах устанавливаются контактные манометры типа ЭКМУ (для аварийной сигнализации и отключения моторов).

Для контроля концентрации рассола в настоящее время на промыслах не имеется приборов непрерывного действия. Приближенное определение концентрации NaCl в рассолах осуществляется ареометрическим методом. Точные определения выполняются при анализе состава рассола, выполняемого химическим или физическим методом. В частности, содержание хлора — меркуриметрическим, калия — тетрафенилборатным, сульфатов — титрованием трилоном Б. Из физических методов находят применение пламенно-фотометрический и радиоактивный (для определения калия по его естественной радиоактивности).

Измерение температуры жидкостей в камере и по стволу скважины обычно производится с помощью термокаротажных снарядов при остановке размыва. Имеются положительные результаты опробования термпарных хромель-копелевых датчиков и термисторов, устанавливаемых на водоподающей колонне.

Контроль концентрации рассола в камере может производиться путем отбора проб специальными пробоотборниками с последующим анализом состава рассола. Приближенные определения могут выполняться с помощью звуколокатора. Представляет интерес разработка датчика оперативного измерения концентрации рассола непосредственно в камере, в зоне, предшествующей отбору рассола.

ГЛАВА IV СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ИХ ПАРАМЕТРЫ

§ 1. Системы разработки

В зависимости от порядка отработки соляных залежей и способа управления горным давлением различаются системы камерного и сплошного растворения. При камерных системах подземное растворе-

ние ведут в отдельных, изолированных друг от друга полостях (камерах), между которыми оставляют целики для удержания надсолевых пород от обрушений. При сплошной системе растворение осуществляют одной общей полостью на большой площади залежи, допуская деформации надсолевых пород и земной поверхности. Выбор системы производят с учетом горно-геологических и гидрогеологических условий соляных месторождений, требуемой производительности рассолодобычи и полноты извлечения, надежности управления технологическим процессом, возможности последующего использования отработанных выработок в качестве подземных хранилищ или для сброса отходов промышленных предприятий, условий охраны природы.

Камерное растворение может осуществляться через индивидуальные и взаимодействующие скважины. В первом случае камеры формируются по каждой скважине отдельно и имеют форму, близкую к телу вращения. Размещают индивидуальные скважины обычно по квадратной или ромбической сетке. При взаимодействующих скважинах разрыв камер в подготовительный период может осуществляться по каждой скважине отдельно, а после их сбойки — одной общей камерой с разделением подачи воды и отбора рассола между различными скважинами. Такая выемка дает возможность создавать вытянутые в плане камеры различной длины и располагать их рядами, как это делается при шахтном способе разработки.

При эксплуатации индивидуальными скважинами основными вариантами камерной системы являются:

а) система с размещением камер в пределах всей мощности разрабатываемой толщи (рис. 66, а);

б) камерно-этажная система с соосным размещением камер в пределах мощности кондиционных пластов при оставлении междуэтажных потолочин из непромышленных пластов соли, ангидрита или гипса (рис. 66, б);

в) камерно-этажная система с насосным размещением камер при оставлении междуэтажных потолочин из соли (рис. 66, в).

Система с размещением камер в пределах всей мощности разрабатываемой толщи применяется при обработке залежей мощных или средней мощности, имеющих однородное строение. Камерно-этажная система с соосным размещением камер находит применение в тех случаях, когда соляные залежи представлены чередованием пластов соли и несолевых пород. В частности, система применена на Славянском месторождении, где пять промышленных пластов соли мощностью от 15 до 40 м разоблены гипсо-ангидритовыми породами. Пласты этих пород вместе с непромышленными пластами соли оставляют в виде междуэтажных потолочин мощностью от 20 до 50 м. Вскрытие месторождения производят на всю мощность залежи, причем башкам обсадной колонны устанавливают у кровли нижнего из разрабатываемых пластов. После обработки нижнего пласта соли доступ к вышележащим пластам, перекрытым обсадной колонной, обеспечивается путем перфорации. В результате обработки кондиционных пластов соли в толще пород образуется сложная система из камер, отработанных на разных этажах, междукамерных целиков и междуэтажных потолочин.

204

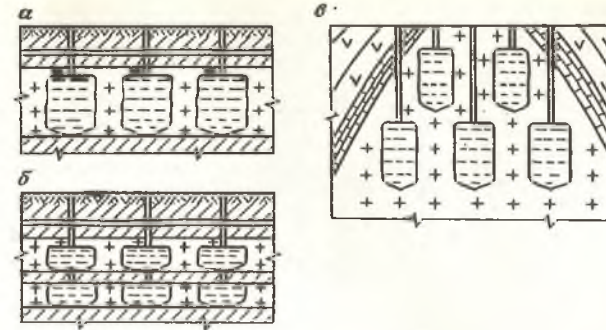


Рис. 66. Варианты размещения камер при разработке

Применение камерно-этажной системы возможно и при обработке мощных толщ, имеющих однородное строение, для повышения устойчивости междукамерных целиков за счет специального оставления части соляного массива в виде отдельных перекрытий-мостов. Такой прием известен из румынской практики, когда при растворении мощных залежей прибегают к их разделению на отдельные этажи.

Этажное размещение несоосных камер применено при обработке штокового Мировского месторождения в НРБ, имеющего большую мощность соляных отложений при ограниченном распространении по площади. На этом месторождении при расширении объемов рассолодобычи осуществлено строительство дополнительных более глубоких скважин, размещенных внутри сетки действующих скважин первой очереди.

Система двоянных камер в отечественной практике опробовалась в 1966 г. (на Яр-Бишкадакском промысле).

Однако широкое применение системы для мощных однородных толщ пока сдерживается из-за сложности управления геометрическими параметрами камер при принятой сейчас технологии реверсивно-слоевого растворения.

В последние годы начаты работы по применению двоянных камер на соляных пластах мощностью около 40 м (на Славянском рассолопромысле).

Система двоянных камер может получить развитие при освоении технологии подключения новых скважин к объемам действующих и отработанных индивидуальных камер (рис. 67). Такая эксплуатация перспективна на промыслах при доработке запасов оставляемых междукамерных целиков там, где это позволяют условия устойчивости.

Системы камерного растворения обычно связаны с большими потерями запасов соли в оставляемых целиках (извлечение в пределах 8-20%). Однако из-за возможности исключения деформаций поверхности эти системы получили широкое распространение, особенно при разработке мощных соляных толщ.

205

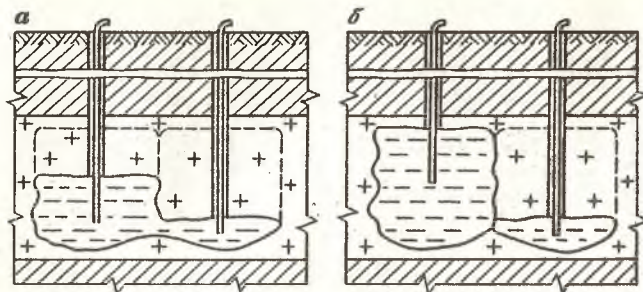


Рис. 67. Схемы подключения к объемам действующих (а) и отработанных (б) камер

На отечественных промыслах, где большинство залежей имеет мощность, превышающую 100 м, камерные системы получили преимущественное распространение.

При сплошной системе процесс растворения протекает на значительных площадях, достигающих 1 км², и неизбежны деформации земной поверхности.

Для планомерной плавной посадки надсолевых пород во времени требуется выбор определенного режима отработки залежи (интенсивности водоподачи на отдельных участках) и размеров участка отработки.

Образование трещиноватости в надсолевых породах при их деформации может стать причиной установления связи водоносных горизонтов и поверхностных вод с искусственным рассольным горизонтом и их засоления. Мероприятием по борьбе с засолением водоносных горизонтов является применение погружных насосов для откачки рассолов, т.е. поддержание уровня искусственных рассолов ниже подошвы водоносного горизонта надсолевой толщи [47].

Применение системы целесообразно для разработки маломощных (3-4 м) пластов соли и залежей на месторождениях, где в надсолевых породах отсутствуют водоносные горизонты, а также допустимы деформации дневной поверхности.

В отечественной практике система сплошного растворения применяется пока лишь на одном Ново-Карфагенском месторождении. Месторождение представлено свитой (5-6) маломощных (до 5-6 м) пологоспадающих соляных пластов, залегающих на глубине 75-250 м и перемежающихся пластами ангидритов (реже аргиллитов) примерно той же мощности.

Вскрытие пластов осуществляется вертикальными скважинами, пробуренными по сетке 100 × 100 м. Основные тампонажные колонны цементируются у подошвы нижнего эксплуатационного пласта; все скважины разрабатываемого участка сбиваются между собой и в

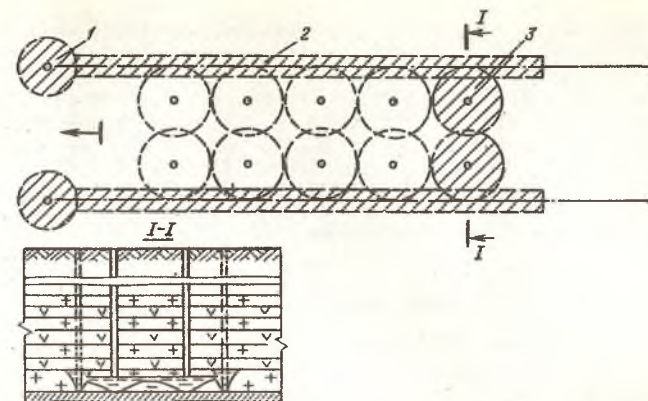


Рис. 68. Схема вскрытия и отработки соляной залежи на Ново-Карфагенском месторождении

1 — камера рассолозаборной скважины; 2 — камера наклонно-горизонтальной скважины; 3 — вертикальная водопрямная скважина и контуры камеры

нижнем эксплуатационном пласте соли создается единый рассольный горизонт. Вначале скважины соединялись при помощи размыва гидрорубцов с воздушным нерастворителем. Процесс сбойки был длительным, к тому же получалось значительное количество некондиционных рассолов, требующих донасыщения. В настоящее время сбойка производится путем гидроразрыва при помощи агрегата ЦА-320М.

Вышележащие соляные пласты вводятся в эксплуатацию путем кумулятивной перфорации тампонажных колонн и по мере последовательной просадки разделяющих соляные пласты ангидритовых пропластков.

Применяемая система предусматривает сочетание вертикальных и наклонно-горизонтальных скважин. Схема вскрытия и отработки соляной залежи на Ново-Карфагенском месторождении представлена на рис. 68.

Нужно отметить, что система сплошного растворения в ее современном варианте разработана на основе длительного опыта эксплуатации старого участка Ново-Карфагенского промысла, отработка которого была начата в 1910 г. индивидуальными противоточными скважинами. Такая разработка привела к интенсивному растворению верхних пластов и стихийному соединению отдельных камер, а затем образовалась единая подземная полость. На поверхности в районе отдельных скважин были отмечены обрушения пород, протекающие обычно внезапно с образованием провалов, на остальной площади фиксировались плавные оседания. Коэффициент извлечения на этом этапе эксплуатации промысла составил около 7%.

После образования единой подземной полости дальнейшая эксплуатация промысла осуществлялась по так называемой "групповой" схеме — при подаче растворителя в скважину со стороны восстания пластов и отбора рассола из скважин со стороны падения. Такая эксплуатация позволила повысить извлечения до 15%, но интенсифицировала сдвиги поверхности и образование провальных воронок.

Следующим этапом явилось вовлечение в эксплуатацию нижних пластов участка, не затронутых растворением, за счет бурения и размыва по нижним пластам наклонно-горизонтальных скважин. За счет этого удалось повысить извлечение на старом участке до 27%.

§ 2. Параметры систем разработки

Для систем камерного растворения определение параметров разработки сводится к выбору размеров камер и междукамерных целиков, а также к выбору расположения выработок относительно друг друга и элементов залегания соляной толщи — ее кровли и почвы.

В современной практике при способах управляемого растворения диаметр индивидуальных камер при глубине работ до 2000 м составляет от 40 м (СРР) до 100–150 м (СССР, НРБ, ФРГ и др.), причем наиболее часто — около 100 м (площадь обнажения кровли камеры около 8 тыс. м²). Такие размеры обнажений, как правило, не осложняют выемки, и известны примеры устойчивых камер диаметром до 250 м. Можно отметить, что ни одна из действующих и отработанных камер управляемого растворения диаметром 100–150 м, расположенная в толще соляной залежи, не потеряла герметичности вследствие потери устойчивости. Не отмечено случаев обрушений надсолевых пород при сохранении в кровле камер потолочного целика соли мощностью 5–6 м. На Новомосковском промысле (глубина работ 900 м) при мощности потолочного целика соли около 2 м более трех лет обеспечивается устойчивость камеры диаметром 240 м.

Многолетние звуколокационные съемки рассолодобычных камер свидетельствуют о том, что при диаметрах до 150 м признаки снижения устойчивости кровли камер в соли по мере роста их пролета отсутствуют. Отдельные вывалы, фиксируемые при эксплуатации, начиная с диаметра камер 20–40 м, по-видимому, связаны с "вымыванием" и обрушением нерастворимых пропластков и породных включений, содержащихся в залежах, а не с потерей устойчивости кровли.

Устойчивость камер заметно снижается при достижении ими надсолевых пород. Известны примеры выхода скважин из строя вследствие повреждения стволов при обрушениях надсолевых пород. Высота обрушений надсолевых пород, зафиксированная на ряде промыслов, достигает 20–60 м.

Размеры междукамерных целиков в зависимости от взаимного размещения рассолодобычных камер (обычно по квадратной или ромбической сетке), их диаметра и глубины работ принимают в пределах от 30–40 до 100–150 м. Ширина целиков 30–40 м известна из румынского опыта при глубине работ до 1000 м и диаметре камер 40 м. При диаметрах камер порядка 100 м ширина целиков на глу-

бинах 1400–1700 м составляет 120–150 м, на глубинах 600–800 м — 60–80 м.

Принимаемые размеры камер и целиков обеспечивают извлечение до 20% и отсутствие сдвигов поверхности. Однако нужно иметь в виду, что продолжительность эксплуатации промыслов (15–20 лет) пока невелика по сравнению с общим сроком их службы (до 50 лет).

В отечественной практике расчеты целиков для системы отработки залежей на всю мощность индивидуальными камерами ведут по методике, совместно разработанной ЛГИ им. Г.В. Плеханова и ВНИИГазургии.

Исходными данными для расчетов являются:

а) показатели механических свойств вскрываемых скважинами пород, которые должны быть представлены пределами прочности при одноосном сжатии, углами внутреннего трения и сцепления соли в намечаемом для отработки интервале глубин*;

б) данные инклинометрии рассолодобычных скважин;

в) подгоризонтные планы или разрезы намечаемых к отработке участков с указанием рабочих пластов, точек заложения действующих или законсервированных скважин, проеции стволов скважин, контуров имеющихся камер;

г) данные звуколокационных съемок по имеющимся камерам — эхограмм поперечных сечений, взятых через 2–3 м по высоте камер.

Давление рассола, заполняющего камеры, принимается равным высоте столба рассола до поверхности без учета избыточного давления на оголовке скважин:

$$P = \gamma_p H_i$$

где γ_p — плотность рассола; H_i — глубина рассматриваемого сечения от поверхности.

Отклонение формы камер от цилиндрической устанавливается при анализе эхограмм поперечных сечений. Показатель отклонения выражается коэффициентом формы и для отдельного сечения рассчитывается по формуле

$$k = \frac{P_i}{2 \sqrt{\pi S_i}}$$

где P_i и S_i — соответственно периметр и площадь сечения камеры.

Коэффициент формы принимается как среднее по отдельным сечениям камеры, взятым через 2–3 м.

Предел прочности на одноосное сжатие соли определяется испытанием на прессе керновых цилиндрических образцов диаметром не менее 60 мм и высотой, равной удвоенному диаметру. Сцепление и угол внутреннего трения определяются при испытаниях образцов в стабилометрах.

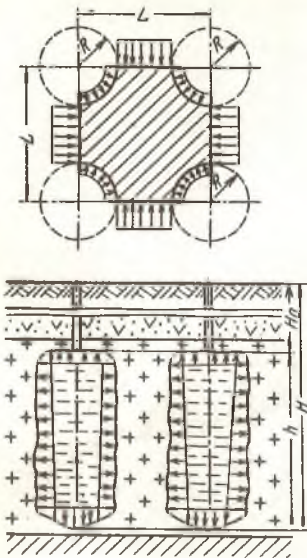


Рис. 69. Схема к расчету целиков между камерами растворения

Для вновь осваиваемых месторождений при отработке индивидуальных камерами коэффициент формы может приниматься в пределах 1,1 - 1,3.

Искажение намечаемого расположения камер вследствие искривлений скважин при бурении учитывается поправкой

$$\Delta A = 2R \frac{\sin \alpha'}{1 + \sin \alpha'} + H \operatorname{tg} \alpha,$$

где R - проектный радиус камер; α и α' - соответственно наклон и местные отклонения скважин от вертикали, градус; H - глубина скважин.

С учетом этой поправки увеличиваются размеры целика (его ширина), определяемые по величине горного давления.

При проектировании новых скважин α' принимается равным 6° , а α - равным 1° . После бурения скважин размеры целиков и камер корректируются по фактической искривленности.

Используемые в расчетах показатели механических свойств соляных пород (предел прочности при одноосном сжатии, величина сцеп-

210

ления) принимаются с учетом длительного действия нагрузки.

Целики рассчитывают для завершающего этапа эксплуатации скважин, т.е. максимальной высоты камер. Для повышения надежности размеры междукammerных целиков определяют расчетами по гипотезе Шевякова - Турнера и методике механики сплошной среды; окончательный результат принимается при их сопоставлении. При ограниченном количестве камер (менее 4-5) расчеты выполняются только по методике механики сплошной среды.

Расчет по гипотезе Шевякова - Турнера (рис. 69) включает определение действующего на целик напряжения, разрушающего напряжения и коэффициента запаса прочности.

Действующее на целик напряжение ($\sigma_{\text{действ}}$) рассчитывается с учетом собственного веса целика, а также воспринимаемой им разницы между весом вышележащих пород и давлением заполняющего камеру рассола.

При размещении индивидуальных камер радиусом R по квадратной сетке со стороной L

$$\sigma_{\text{действ}} = \frac{\gamma_1 H_0 L^2 - \pi R^2 \gamma_p H_0}{L^2 - \pi R^2} + \gamma h,$$

где H_0 - мощность покрывающих пород; h - высота целика; γ , γ_1 , γ_p - соответственно плотности каменной соли, покрывающих пород, рассола.

Разрушающее напряжение ($\sigma_{\text{разр}}$) рассчитывается с учетом давления рассола на стенки камеры, веса покрывающих пород и формы целиков:

$$\sigma_{\text{разр}} = \left(\frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho} \rho + \sigma \right) \sqrt{\frac{2(L^2 - \pi R^2)}{\pi R h}},$$

где ρ - давление рассола в средней по высоте части камеры; σ - прочность каменной соли на одноосное сжатие; ρ - угол внутреннего трения соли.

Коэффициент запаса прочности целика n определяется из отношения

$$n = \frac{\sigma_{\text{разр}}}{\sigma_{\text{действ}}}.$$

Допустимая величина коэффициента запаса прочности должна составлять 1,2-1,4.

Расчет по методике механики сплошной среды заключается в определении допустимой ширины целика A исходя из глубины зоны ослабленных пород B вокруг рассольных камер из условия

27-2

211

$$A \geq 2B.$$

Глубина проникновения в целик зоны ослабленных пород определяется с учетом размеров, форм и взаимного расположения камер:

$$B = R \left\{ 1 + \frac{3 \left[\exp \left(\frac{yHk \left(1 + \frac{\xi}{2} \right) - p}{c} - l \right) \right]}{R} - 1 \right\}.$$

где c — сцепление каменной соли; ξ — коэффициент, учитывающий взаимное расположение камер.

Коэффициент ξ вычисляется по следующим формулам: для двух сближенных камер

$$\xi = \frac{1}{(a+1)^2};$$

для группы сближенных камер

$$\xi = \frac{1}{a(a+1)}$$

(a — отношение ширины целика к радиусу камеры).

На основе приведенной методики определяются размеры целиков при отработке залежей индивидуальными и двоянными камерами.

Параметры камерно-этажной системы в последние годы исследовались в ЛПИ им. Г.В. Плеханова [75]. С использованием метода конечных элементов изучен характер распределения напряжений и деформаций в системе целиков и потолочин, а на моделях из эквивалентных материалов выполнена оценка несущей способности элементов этой системы. Исследованиями на парафиновых моделях установлены соотношения между мощностью междуэтажных потолочин, диаметром камер и шириной целиков, при которых обеспечивается повышенная несущая способность системы целики-потолочины. Показана возможность для камерно-этажной системы (по сравнению с камерной) уменьшения сетки бурения рассолодобычных скважин (при сохранении проектного диаметра камер) и тем самым заметного повышения коэффициента извлечения соли.

Устойчивость рассолодобычных камер и покрывающих пород на участках разработки вызывает определенные опасения, особенно если учесть значительные размеры выработок. Уже сейчас на участках разработки мощных залежей имеются камеры высотой до 300 м с объемом 1,5–2,0 млн. м³, а при отработке на всю запроектированную мощность объем некоторых камер достигнет 3–4 млн. м³, что сопоставимо с объемом выработок целого рудника. При этом камеры отличаются сложными очертаниями из-за отклонений размеров диаметров и формы сечений от проектных. Изменчивость диаметров по

высоте камер обычно составляет 15–20%, но имеются и более значительные отклонения: диаметры отдельных сечений камер в 1,5–2 раза превышают проектные, при этом междукамерные целики прорезаются каналами сбойки.

При сплошной системе выбор параметров разработки для плановой отработки залежи при плавной и равномерной посадке кровли (без провальных явлений) в общем случае включает:

“раскройку” разрабатываемого участка месторождения на отдельные выемочные поля с учетом гипсометрии соляных пластов и выделение в каждом поле зоны водоподачи (со стороны восстания) и зоны рассолозабора (со стороны падения);

определение мощности одновременно обрабатываемых пластов, обеспечивающей при фактических глубинах разработки условия сдвижения поверхности без разрыва сплошности;

выбор ширины фронта растворения — ширины выемочного поля по простиранию — из условий полной подработки;

определение длины выемочного поля по падению с учетом размеров зоны формирования рассолов и условий длительной сохранности рассолозаборных скважин;

обоснование сетки размещения водоприемных скважин в выемочных полях для обеспечения равномерного растворения и наибольшей полноты извлечения соли в зоне формирования рассолов.

Выбор параметров сплошной системы разработки пока еще недостаточно обоснован, так как отечественный опыт работы по такой системе невелик — всего лишь одно Ново-Карфагенское месторождение.

Для контроля устойчивости параметров разработки на промыслах организованы стационарные маркшейдерские службы, осуществляющие систематические наблюдения за деформациями земной поверхности по специально заложеной сети реперов и оголовкам рассолодобычных скважин. Однако наблюдения за деформациями поверхности при больших глубинах разработки не дают возможности оперативного контроля устойчивости из-за значительной продолжительности процесса сдвижений. Для оперативного контроля целесообразна установка глубинных реперов в специально пробуренных контрольных скважинах. Однако применение глубинных реперов сдерживается из-за высоких затрат на строительство специальных скважин, а также опасности обводнения и неуправляемого растворения соляных залежей через эти скважины.

При камерных системах практически единственным способом контроля устойчивости пока является звуколокационная съемка. При сплошных системах возможности звуколокационных съемок ограничены, и важное значение имеют маркшейдерские наблюдения по поверхностным реперам и контрольным скважинам. Ведутся работы по применению методов сейсмо- и электроразведки.

Исследования параметров систем сплошного растворения в значительной мере осложняют отсутствие в настоящее время технических средств контроля границ растворения маломощных соляных пластов и размеров оставленных целиков. Поэтому при натурных исследова-

ниях приходится прибегать к трудоемким и достаточно приближенным косвенным методам: гидрохимическим и гидрогеологическим наблюдениям по контрольным скважинам (для выяснения направлений потоков воды – рассола и изменений минерализации рассолов в вертикальном и горизонтальном направлениях), маркшейдерским наблюдениям за сдвижением поверхности (для установления связи сдвижений поверхности с границами зоны формирования рассолов), бурению скважин (для определения границ зоны формирования рассолов).

Этими методами, например, в условиях Ново-Карфагенского промысла установлена связь между границами зон формирования рассолов и элементами деформаций земной поверхности, связь величин деформации поверхности и полноты извлечения.

§ 3. Потери запасов при добыче

Разработка соляных залежей подземным растворением через скважины с поверхности обычно связана с высокими потерями запасов в недрах. При камерных системах извлечение запасов, как правило, не превышает 8–20%, и это при значительной мощности разрабатываемых залежей приводит к потере в недрах громадных запасов соли, требует для расширения добычи вовлечения в эксплуатацию новых участков, отчуждения дополнительных земельных угодий, досрочного вовлечения капитальных затрат в новое строительство. Поэтому задача повышения эффективности использования недр и снижения ущерба от потерь при разработке подземным растворением имеет первостепенное значение.

Высокие потери при разработке подземным растворением вызваны различными факторами:

значительными размерами междукamerных щелей, оставляемых для обеспечения сохранности земной поверхности и исключения провалных явлений над камерами больших размеров;

необходимостью завышения размеров междукamerных щелей (больше, чем требуется по условиям устойчивости) для учета возможных искривлений скважин при бурении;

необходимостью обеспечения герметичности и гидроизоляции рассолодобычных камер за счет оставления потолочных, подошвенных и других внутрикamerных щелей соли;

консервированием в камерах части получаемых рассолов, выполняющих роль гидроаклады;

анизотропией растворения соли в радиальных направлениях относительно оси камер, из-за которой практически невозможна полная отработка соли в поперечных сечениях заданной формы;

различной активностью растворителя по высоте обрабатываемых ступеней, вызываемой технологическими причинами, вследствие чего развитие, например, верхних сечений выемочных ступеней может опережать развитие нижних, и оказывается невозможной полная отработка запасов ступени.

Наибольшие потери (60–80% общих потерь) связаны с междукamerными щелями, оставляемыми для поддержания надсолевых пород.

Эти потери (Π_{Ia}) зависят от принятой сетки расположения скважин (L), радиуса камер (R) и мощности обрабатываемой толщи соли (m):

$$\Pi_{Ia} = (L^2 - \pi R^2) m \gamma x,$$

где γ – плотность соли, т/м³; x – содержание NaCl в соли, доля ед.

Дополнительные потери в щелях связаны с искривлением скважин при бурении:

$$\Pi_{I6} = (2L \Delta A + \Delta A^2) m \gamma x,$$

где ΔA – поправка к ширине щели, зависящая от величины искривления скважин (см. выше).

Потери в границах отработки камер – подошвенный и потолочный щели соли, потери вблизи подготовительной выработки, у породных слоев в соли – составляют обычно 5–20% общих потерь и зависят от условий залегания соляной толщи (прежде всего от мощности и угла падения), радиуса камер, принимаемых параметров подготовительного и завершающего этапа отработки камер.

Потери с рассолом, консервируемым в камере Π_{IIIa} , зависят от объема камер и концентрации рассола:

$$\Pi_{IIIa} = \frac{C}{\gamma - C} Q_{извл}.$$

где $Q_{извл}$ – объем извлеченного из камеры рассола, м³;
 C – концентрация извлеченного рассола, т/м³;

При добыче каменной соли потери Π_{IIIa} составляют = 17% от объема добытой соли.

Потери вследствие неполной отработки соли в границах выемочных ступеней складываются из потерь, вызываемых анизотропией растворения соли Π_{III6} и технологическими причинами $\Pi_{IIIв}$.

Потери от анизотропии растворения соли

$$\Pi_{III6} = B_{ст} (1 - k_a),$$

где $B_{ст}$ – балансовые запасы соли в границах выемочной ступени, т; k_a – показатель анизотропии, определяемый по данным эволюционных съемок и для каменной соли равный в среднем 0,85.

Потери по технологическим причинам

$$\Pi_{IIIв} = B_{ст} k_a - \frac{\gamma}{\gamma - C} Q_{извл}.$$

Согласно данным эвюлокационных съемок камер действующих рассолопромыслов, потери от неполной отработки соли в границах выемочных ступеней в зависимости от состава соли и технологических параметров эксплуатации скважин могут достигать 20–30% балансовых запасов ступени.

Пути снижения потерь при разработке солей подземным растворением являются:

применение в благоприятных условиях систем сплошного растворения;

использование в благоприятных условиях систем сплошного растворения;

совершенствование методов направленного бурения эксплуатационных скважин;

совершенствование технологии эксплуатации скважин;

разработка эффективных методов и аппаратурных средств контроля процессов в недоступных камерах;

разработка способов вытеснения рассолов из отработанных камер при закачке в камеры отходов промышленных предприятий. Для этого необходимы дальнейшие исследования вопросов: горного давления, направленного бурения скважин, аппаратурного обеспечения процесса, обоснования технологических параметров эксплуатации скважин, отвечающих экономически обоснованному уровню извлечения.

Важным резервом снижения потерь на действующих промыслах при фактически принятых параметрах разработки и существующем техническом обеспечении рассолодобычи является применение оптимальных режимов отработки выемочных ступеней. Согласно последним работам ВНИИГа [46], за счет этого извлечение запасов в границах ступеней может быть повышено на 15–20%.

ГЛАВА V ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КАМЕР ПОДЗЕМНОГО РАСТВОРЕНИЯ СОЛЕЙ В ПРОМЫШЛЕННЫХ ЦЕЛЯХ

Камеры, получаемые при подземном растворении соляных залежей, могут использоваться в промышленных целях – при бессточных схемах химических и других производств, улучшающих условия охраны природы, а также при организации подземного хранения.

Наибольший интерес представляет использование камер для подземного хранения сжиженных газов и нефтепродуктов, размещения отходов промышленных предприятий, организации подземной очистки рассолов, утилизации минерализованных стоков предприятий.

§ 1. Подземное хранение в камерах газов и нефтепродуктов

Увеличение мирового потребления сжиженных газов и нефтепродуктов в качестве топлива и сырья для химических производств требует большого объема хранилищ этих продуктов. Хранение может осуществляться в специальных металлических резервуарах на поверхности или в подземных емкостях.

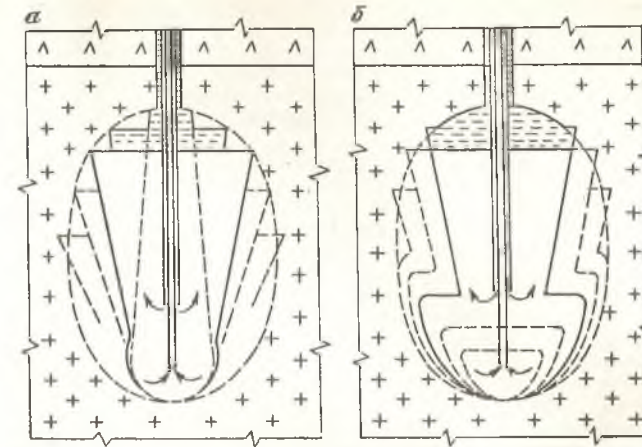


Рис. 70. Схема размыва подземных емкостей-хранилищ

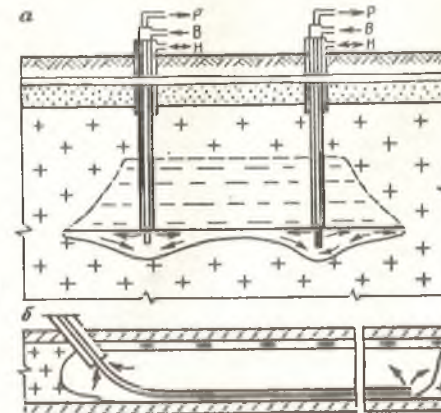


Рис. 71. Схемы размыва емкостей-хранилищ через двойные (а) и наклонно-горизонтальные (б) скважины

В зависимости от конкретных условий слабые рассолы могут закачиваться в пористые и проницаемые структуры или сбрасываться в реки, моря или специально сооруженные временные рассолохранилища. Слабые рассолы могут использоваться в системе законтурного заводнения на нефтепромыслах.

Подземные хранилища создают либо в полостях непроницаемых пород (глинах, известняках, солях), либо в пористых антиклинальных структурах, из которых хранимый продукт вытесняется путем закачки воды. Хранилища, сооружаемые размывом солей, имеют значительные преимущества перед всеми остальными в силу высокой экономичности их сооружения, устойчивости, герметичности, простоты обслуживания.

Объемы камер хранилищ в солях достаточно велики. К 1980 г. объем подземных хранилищ в отложениях каменной соли составил во Франции 25 млн. м³, в ФРГ — 50 млн. м³.

Обычно для хранилищ сооружают специальные емкости (объемы от 50 до 400 тыс. м³), иногда используют и камеры рассолодобычных скважин.

Сооружение специальных емкостей для хранилищ принципиально не отличается от размыва рассолодобычных камер. Разница лишь в том, что к ним предъявляют более высокие требования к устойчивости от горного давления, поэтому диаметры хранилищ обычно принимают не более 60 м и хранилищам чаще всего придают форму, близкую к шаровой или эллипсоиду вращения.

Во время строительства камер-хранилищ главная задача — размыть камеру правильной формы и в возможно короткий срок. При этом концентрация получаемых рассолов не лимитируется. В отечественной практике при размыве хранилищ через индивидуальные скважины наиболее широко применяют так называемый метод ступенчатого протитовота "сверху-вниз" и комбинированный метод [76].

По первому методу (рис. 70, а) в залеже каменной соли вначале размывают сразу на всю высоту прямоточную камеру небольшого диаметра (4–6 м), а затем в направлении сверху вниз ведут доразмыв первоначальной камеры до проектных размеров при поэтапной закачке нерастворителя.

При комбинированном методе (рис. 70, б) вначале размывают гидроруб и несколько ступеней в направлении снизу вверх. Дальнейший размыв ведут сверху вниз для придания потолочине заданной формы.

В соляных залежах небольшой мощности хранилища сооружают путем сбояки нескольких скважин гидрорубами, гидроразрывом или направленным бурением (рис. 71). Для формирования потолочины сводчатого очертания размыв скважин на определенном этапе может выполняться по схеме "сверху-вниз".

В соляных пластах с выдержанным залеганием могут размываться тоннельные емкости через наклонно-горизонтальные скважины (с использованием одной колонны рабочих труб и без нерастворителя). Для сооружения тоннельных хранилищ большого объема наклонно-горизонтальные скважины могут сбиваться с вертикальными.

Сооружение специальных хранилищ и их последующая эксплуатация требуют решения вопросов сброса или утилизации слабых рассолов, получаемых при размыве, а также получения насыщенных компенсационных рассолов, необходимых для вытеснения хранимых продуктов.

Компенсационный рассол может быть получен из специальных рассолодобывающих скважин или поверхностных рассолохранилищ. В отдельных случаях могут использоваться природные рассолы, имеющие достаточно высокую концентрацию.

Необходимость сброса или утилизации слабых рассолов, а также получения компенсационных рассолов значительно удорожает стоимость подземного хранения. Для повышения эффективности подземного хранения в благоприятных условиях прибегают к кооперации хранилищ с рассолопромыслами, осуществляющими подземное растворение солей.

Возможны различные схемы кооперации [77], начиная с совместной эксплуатации оборудования и кончая совмещением рассолодобычи с хранением продуктов в камерах рассолодобычных скважин:

1. Слабый рассол от размыва хранилищ подается для донасыщения в камеры рассолопромыслов и далее используется на рассолопотребляющих производствах. При вытеснении продукта из хранилищ в период их эксплуатации используется насыщенный рассол, подаваемый с рассолопромысла, а при закачке продукта на хранение вытесняемый рассол возвращается на рассолопромысел.

2. В период строительства специальных хранилищ для хранения временно используются камеры рассолодобычных скважин. Отключение этих скважин от рассолодобычи частично компенсируется рассолом, получаемым при размыве хранилища. Эксплуатационным камерам, используемым под временное хранение, придается форма, устойчивая к горному давлению и облегчающая извлечение продукта.

Компенсационный рассол получают при использовании статических запасов из зон консервации рассолодобычных камер.

3. В качестве хранилищ используются камеры рассолодобычных скважин, отработавшие эксплуатационные запасы, или добычные скважины с временным прекращением рассолодобычи.

4. Промышленная добыча рассола совмещается с хранением продуктов в тех же камерах. В настоящее время реализована схема кооперации, включающая использование образующегося при размыве хранилища слабого рассола для донасыщения в скважинах рассолопромысла, а насыщенного рассола добычных скважин — для вытеснения нефтепродукта из хранилища. В качестве нерастворителя в процессе растворения рассолопромыслом используется нефтепродукт хранилища. Осуществлен способ кооперации, заключающийся в использовании для хранения камер рассолодобычных скважин в период строительства специальных хранилищ. Наиболее эффективно использование для хранения уже отработанных камер, а также совмещение хранения с получением рассола в действующих камерах рассолодобычных скважин. Использование таких камер исключает затраты, связанные со строительством специальных хранилищ, однако реализация этой возможности затруднена различием требований к размерам рассолодобычных камер и подземных хранилищ.

Использование рассолодобычных камер для подземного хранения возможно при обосновании их надежности как хранилищ. Для этого необходимы специальные исследования и опытно-промышленные работы.

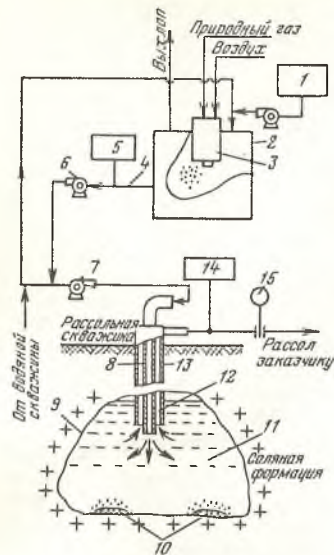


Рис. 72. Схема подземной очистки рассола содово-каустическим методом:

1 - сборник раствора; 2 - карбонизатор; 3 - погружная горелка; 4 - трубопровод; 5 - анализатор карбонизированного раствора; 6, 7 - насосы; 8 - колонна труб для подачи растворителя; 9 - камера; 10 - дно камеры; 11 - рассол в солевой камере; 12 - зазор между колоннами труб; 13 - обсадная колонна труб; 14 - анализатор очищенного рассола; 15 - расходомер

онизатор 2, снабженный погружной горелкой 3, в которую нагнетают природный газ и воздух для образования CO_2 . Затем раствор по трубопроводу 4 с контролем состава по анализатору 5 откачивают насосом 6 на всас насоса 7 для смешения с водой. Водный содово-каустический раствор насосом 7 нагнетают через внутреннюю колонну труб 8 в камеру 9. Частицы CaCO_3 и $\text{Mg}(\text{OH})_2$ оседают на дно камеры 10, а рассол 11 откачивают на поверхность по зазо-

§ 2. Очистка рассола в камерах

При растворении залежей каменной соли кроме галита в раствор частично или полностью переходят и примеси других растворимых минералов, ухудшающие показатели переработки рассола и снижающие качество готовой продукции. Поэтому в содовом и хлорном производствах рассолы очищают от ионов Ca и Mg , обычно осажда их содой и щелочью; очистка от ионов SO_4 путем осаждения невыгодна, поэтому часть рассола при накоплении сульфатов отбрасывают.

Для очистки рассола на поверхности строят специальные цехи, рассол теряется со шламом, шламохранилища загрязняют окружающую среду.

Существенно сократить наземный комплекс очистки и улучшить условия охраны природы можно за счет переноса процесса очистки рассола в камеры подземного растворения.

В 1971 г. в США получен патент [78] на способ подземной очистки рассола от ионов Ca и Mg содово-каустическим методом, предусматривающий закачку в скважину реагентов очистки вместе с водой, подаваемой на растворение каменной соли. Схема способа приведена на рис. 72. Содово-каустический раствор, содержащий 11% NaOH , 1,3% NaCl и 76% H_2O , из ем-

кости 1 насосом подается в карбонизатор 2, снабженный погружной горелкой 3, в которую нагнетают природный газ и воздух для образования CO_2 . Затем раствор по трубопроводу 4 с контролем состава по анализатору 5 откачивают насосом 6 на всас насоса 7 для смешения с водой. Водный содово-каустический раствор насосом 7 нагнетают через внутреннюю колонну труб 8 в камеру 9. Частицы CaCO_3 и $\text{Mg}(\text{OH})_2$ оседают на дно камеры 10, а рассол 11 откачивают на поверхность по зазо-

ру 12 между внутренней колонной 8 и обсадной трубой 13. Плотность получаемого рассола измеряют анализатором 14. Расходомер 15 измеряет производительность скважины по рассолу.

В водный содово-каустический раствор рекомендуется добавлять коагулянты. Предусмотрена возможность фильтрации рассола из скважины с целью удаления взвешенной твердой фазы.

Технологическая схема очистки, опубликованная в работе [79], представляет собой идентичное техническое решение, дополнительно предусматривающее применение добавок тринатрийфосфата ($\text{Na}_3\text{PO}_4 \times 12\text{H}_2\text{O}$) в содово-каустический раствор.

Схема совмещения добычи и очистки рассола представляет большой интерес, однако ее проверка в условиях промышленных камер (на Светлоярском рассолопромысле) не дала желаемых результатов. Не была достигнута необходимая очистка рассола от ионов Ca и Mg даже при повышенном расходе реагентов, наблюдалось всплывание суспензии.

Выяснилось, что совмещение рассолодобычи и очистки в одной камере не обеспечивает благоприятного режима для отстоя шлама, а главное - при наличии в залежи соли большого количества мелкодисперсных примесей солей Ca и Mg , взаимодействующих с содой и щелочью, связано с повышенным расходом реагентов очистки и экономически нецелесообразно.

Впервые в СССР подземная очистка рассола в порядке опыта осуществлена в камере, которую использовали только в качестве отстойника, сведя растворение стенок камеры (т.е. обнажение новых частиц примесей) к минимуму [80]. Для опытных работ использована камера объемом 12 360 м³ на глубине около 1600 м. В камеру по отдельным колоннам труб закачивали сырой рассол из других скважин и реагенты очистки, которые смешивались или в нижней части одной из колонн труб (рис. 73, а), или в струе рассола в самой камере (рис. 73, б).

Производительность скважины и длительность опыта определяли из соотношений, полученных в результате теоретического анализа нестационарного процесса осаждения примесей.

Суммарный объем жидкости, поданный в скважину за время опытных работ, составил 16 300 м³. Средняя производительность скважины составляла 27,9 м³/ч. Первые 7 суток скважина работала в режиме вытеснения при производительности 20-22 м³/ч, а затем производительность была увеличена до 30-32 м³/ч и процесс очистки осуществлялся в режиме смешения. Изменение концентрации примесей в рассоле из скважины в течение опыта показано на рис. 74.

Выход очищенного рассола соответствовал расчетному. Показатели качества рассола отвечали требованиям на очищенный рассол для электролиза.

Опытные работы подтвердили принципиальную возможность и целесообразность подземной очистки рассола. Расходы реагентов при стационарном режиме процесса очистки не превышают расходы в наземных условиях.

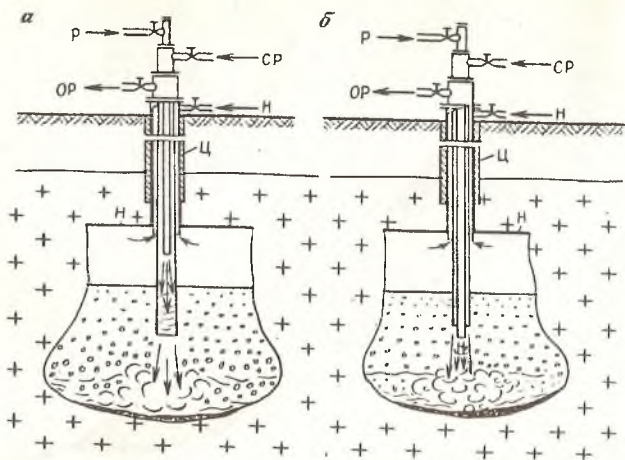


Рис. 73. Варианты схем подземной очистки рассола в индивидуальной скважине;
 Р — реагенты; СР — сырой рассол; ОР — очищенный рассол; Н — нерастворитель; Ц — цемент

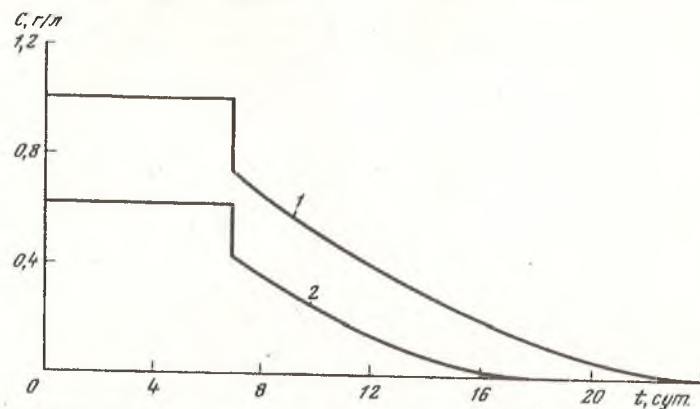


Рис. 74. Изменение концентрации примесей Ca^{2+} (кривая 1) и Mg^{2+} (кривая 2) в рассоле при подземной содово-каустической очистке

Ведутся работы по изысканию способов добычи очищенного рассола, т.е. одновременного осуществления в подземной солевой камере процессов растворения соли и очистки рассола от примесей.

§ 3. Размещение в камеры отходов химических производств

Известны различные способы размещения в камерах подземного растворения жидкой и твердой фаз отходов химических производств, которыми из камер вытесняются кондиционные рассолы. Одни из способов реализуются при наличии отработанных камер, другие применимы в действующих выработках при совмещении процессов выемки соли и закачки отходов. Но как в одном, так и в другом случае обычно требуется

специальная подготовка закачиваемых отходов и специальный режим эксплуатации скважин — для исключения загрязнений рассола в камере и его потери, а также инкрустаций и коррозии рабочих труб.

При закачке в действующие камеры нерастворимых осадков солей кальция, образующихся при производстве соды, нерастворимых осадков от обогащения калийных и магниевых руд, а также песка или глины по патенту СРР [81] предусматривается их подача вместе с водой в виде суспензии с плотностью не менее $1,1-1,2 \text{ г/см}^3$. Твердые частицы осаждаются в камере, а жидкая фаза насыщается солью и извлекается на поверхность. Схема закачки в одиночную камеру показана на рис. 75. Суспензия (С) по центральной колонне труб радиальными потоками вводится в камеру; осветленный рассол через башмак эксплуатационной колонны извлекается на поверхность.

К камере формируются три зоны: осветленного рассола (I), отстоя (II) и уплотнения (III). Выемка соли ведется снизу вверх путем растворения потолка и стенок камеры при периодическом подъеме рабочих колонн и уровня нерастворителя.

Рассмотренный способ не позволяет надежно управлять развитием формы камер, поэтому было предложено [82] закладку осуществлять независимо от выемки соли по схеме, представленной на рис. 76. Скважина оборудуется четырьмя колоннами: тампонажной 1, водоподающей 2, рассолозаборной 3 и центральной 4 (для подачи закладки).

В кольцевое пространство между тампонажной и водоподающей колонной вводится нерастворитель. Башмак водоподающей колонны

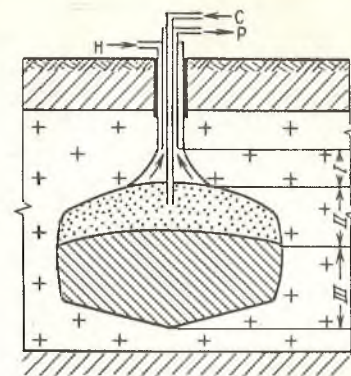


Рис. 75. Схема закладки шлама в одиночную действующую камеру при подаче шлама вместе с растворяющей водой

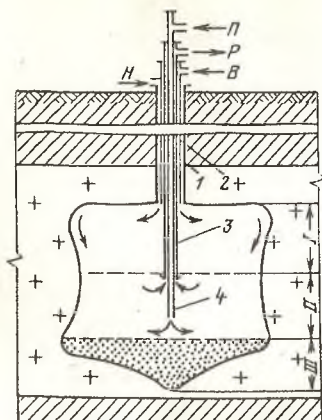


Рис. 76. Схема закладки шлама в эксплуатируемую соляную камеру с раздельной подачей закладочного материала и растворителя

лей добавляют в качестве затравки кристаллы гипса для снятия пересыщения по сульфату кальция. Суспензию фильтруют, и кек с фильтров промывают водой, а затем рассолом. Промытый кек репульсируют насыщенным рассолом и закачивают в нижнюю часть камеры. Закачка шламовой суспензии без предварительной подготовки ведет к интенсивной инкрустации сульфата кальция на поверхности трубопроводов, фильтров и деталей установки.

Другой вариант захоронения шламов дистиллерной жидкости, реализованный в проекте опытно-промышленной установки, включает сгущение шлама в отстойниках-сгустителях, фильтрацию и репульсирование кек с фильтров рассолом из камер, загрязненных хлористым кальцием. Закачку пульпы в камеру ведут при отношении Т:Ж, равном 1:10 (плотность $1,208 \text{ г/см}^3$). Схема закладки шламом обработанной камеры показана на рис. 77.

Закачку в камеры жидкой фазы дистиллерной суспензии осуществляют после предварительного ее концентрирования, так, чтобы плотность значительно превышала плотность насыщенного рассола [84]. Установлено, что при плотности закачиваемой жидкости не менее $1,3 \text{ г/см}^3$ молекулярная диффузия содержащегося в ней хлористого кальция на границе с рассолом камеры невелика, а следовательно, мала опасность загрязнения рассола в камере хлористым кальцием. В допустимых пределах находится и турбулентная диффузия, вызываемая местными движениями жидкости.

оборудуется насадкой для радиального ввода потока воды в камеру. В камере различают три зоны: активная, зона осаждения и закладки.

В тех случаях, когда спуск четвертой колонны невозможен, предусматривается цикл закладки чередовать с циклом выемки соли. Для производства закладки водоподающую колонну опускают к границе зон I и II (для извлечения рассола), а рассолозаборную опускают в зону III (для подачи закладочного материала). При достижении закладкой определенного уровня обе колонны поднимают для производства цикла выемки.

По патенту Великобритании [83] при закачке в камеру твердой фазы (шлам дистиллерной жидкости) производится ее предварительная подготовка. Вначале к охлажденной шламовой суспензии из отстойников-сгустите-

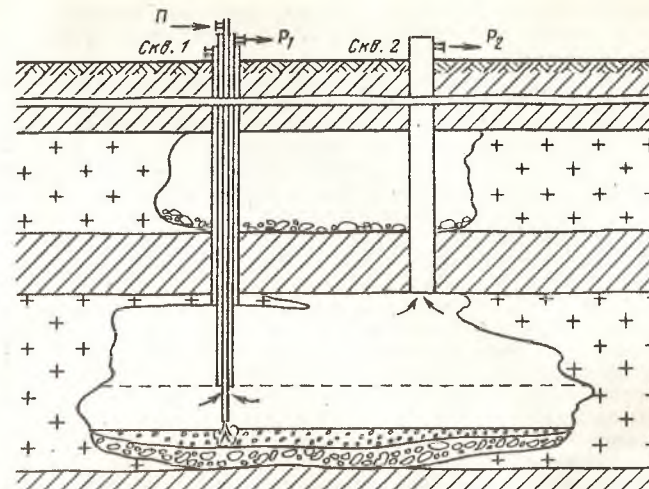


Рис. 77. Схема закладки шлама в подземную, обработанную соляную камеру:

П — пульпа; P_1 — рассол на репульсацию шлама; P_2 — рассол в цех кальцинированной соды

Для снижения до минимума риска загрязнения вытесняемого на поверхность кондиционного рассола место закачки в камеру концентрированной жидкости, содержащей CaCl_2 , выбирают с таким расчетом, чтобы оно было как можно дальше от места отбора рассола и в наиболее низкой точке у подошвы камеры.

На рассолопотребляющих производствах (содовых, хлорных, получения выварочной соли и др.) обычно имеется целый ряд биологически не загрязненных слабоминерализованных стоков (минерализация в пределах 5–50 г/л), для которых не имеется экономически оправданных методов очистки и которые сбрасываются в поверхностные накопители, а затем в открытые водоемы или в поглощающие горизонты.

К таким стокам относятся, например, промывные воды содового производства, производства бариевых солей, белой сажи, сточные воды цехов, продувочные воды систем водоснабжения и др. Количество стоков исчисляется сотнями кубических метров в час.

Слабоминерализованные сточные воды весьма перспективны для использования в качестве растворителя при выемке соли через скважины, так как при этом сокращается потребление воды из естественных водоемов, ликвидируется сброс сточных вод, рационально используются содержащиеся в стоках NaCl и содопродукты.

В последние годы исследованы условия применения широкого круга стоков в качестве растворителя соли. Для этого выполнена оценка влияния растворенных в стоках примесей на процесс насыщения рассола в камерах, условий осаждения взвешенных частиц, вносимых в камеру, степени загрязнений сырого рассола. Полученные результаты свидетельствуют о том, что в большинстве случаев (особенно при смешении различных стоков и частичном их разбавлении водой) применение минерализованных стоков в качестве растворителя обеспечивает получение из камер рассола, отвечающего требованиям кондиций. К числу возможных отрицательных последствий применения стоков относится выход мутного рассола за счет $Mg(OH)_2$ и $CaCO_3$, образующихся при частичной очистке рассола в камере содопродуктами стоков.

В определенных условиях в качестве добавок к растворителю возможно применение и высокоминерализованных стоков. Например, для подземного растворения залежей, содержащих большое количество растворимых сульфатов, предложено использовать в качестве добавок к воде дистиллированную жидкость содового производства в количестве $0,1-0,4 \text{ м}^3$ на 1 м^3 воды [85]. При этом ожидается получение рассола с пониженным содержанием сульфат-иона.

Известно применение в качестве растворителя объединенных рассолов, получаемых после отделения выварочной соли. Предварительная обработка оборотного рассола хлористым кальцием позволяет снизить количество сульфата кальция, растворяемого в залежи [86].

ГЛАВА VI. ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО РАСТВОРЕНИЯ ДЛЯ ДОБЫЧИ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ СОЛЕЙ

§ 1. Подземное растворение залежей сильвинита

Проблемы получения калийных солей за счет организации подземного растворения сильвинитовых залежей через скважины с поверхности и последующей переработки рассолов в твердый продукт привлекают внимание специалистов с момента возникновения калийной промышленности. Причиной этому являются значительные потенциальные преимущества подземного растворения, а именно:

возможность вовлечения в эксплуатацию месторождений, залегающих на больших глубинах и в сложных горно-геологических условиях, где шахтная разработка нерентабельна или вообще невозможна;

более низкие по сравнению с шахтным способом капитальные затраты на добычу, значительное сокращение периода подготовки месторождений к эксплуатации;

сокращение технологических стадий при добыче сильвинита и его переработке, возможность более высокой степени автоматизации процессов, снижение эксплуатационных расходов и затрат рабочей силы;

улучшение условий труда и его безопасности при полном исключении работы людей в подземных условиях.

Однако первые же опыты скважинной добычи калийных солей показали, что извлечение этих солей растворением имеет свою специфику по сравнению с каменной солью. Различие обусловлено не только иными горно-геологическими условиями залегания солей, но и физико-химическими свойствами солей. При определенном составе растворителя процесс растворения переходит в процесс выщелачивания; наблюдаются в камерах явления высаливания компонентов, ранее перешедших в раствор.

Неоднократные попытки скважинной добычи калийных солей, предпринятые в Германии (1915 г.), США (1940 г.), СССР (1944-1945 гг.), Великобритании (1950 г.), Канаде (1951-1952 гг.), закончились неудачно. Они показали, что из-за низкого содержания КСl в получаемых рассолах переработка этих рассолов в твердый хлористый калий связана с большими энергозатратами на выпарку и отличается высокой стоимостью; кроме того, оказывается неизбежным извлечение большого количества балластного компонента (галита), превышающего возможные объемы его сбыта. Поэтому подземное растворение калийных залежей не обеспечивает экономических показателей, конкурентоспособных с шахтной добычей. Для достижения высоких экономических показателей требуется [87]:

получение или использование дешевых источников энергии для концентрирования рассолов из скважин подземного растворения;

получение рассолов, идущих на переработку, с максимально возможной концентрацией по КСl и поддержание этой концентрации на заданном уровне;

применение технологических приемов подземного растворения и параметров разработки, обеспечивающих высокую полноту извлечения запасов из продуктивных пластов небольшой мощности при исключении извлечения вмещающих пород;

применение эффективных схем переработки рассолов с невысоким содержанием полезного компонента;

разработка способов утилизации или сброса попутно получаемого компонента — галита.

С решением этих задач связаны последующие работы в области подземного растворения калийных солей, проводимые в СССР и в ряде других стран.

Определяющее значение для проблемы подземного растворения залежей сильвинита имеет задача получения рассолов с высоким содержанием КСl, снижающим стоимость их переработки. Эту задачу решают, рассматривая следующие режимы растворения сильвинитовой залежи:

режим полного растворения, связанный с переводом в раствор и извлечением КСl и NaCl;

режим селективного растворения (выщелачивания), связанный с переводом в раствор и извлечением только КСl при полном оставлении NaCl в недрах;

режим комбинированного растворения, связанный с переводом в

раствор и извлечением KCl и некоторого количества NaCl, при частичном оставлении NaCl в недрах.

Выщелачивание хлористого калия из сильвинита можно производить растворителем, насыщенным по хлористому натрию, оставляя хлоридный натрий в сильвините нетронутым. Так, например, поступают при гальургической переработке измельченной (для раскрытия зерен сильвинита) сильвинитовой руды, которую в шнековых растворителях при температуре 95–100°C растворяют оборотным шелоком, близким к насыщению по NaCl и не насыщенным по KCl. Вследствие этого в раствор переходит KCl, а NaCl в твердом виде выводится из процесса. Однако осуществление такого процесса в соляном массиве при размыве камер встречает значительные трудности.

Дело в том, что сильвина в пластах сильвинита находится меньше, чем галита, и кристаллы сильвина (особенно при его содержании в породе менее 30%) распределены среди кристаллов NaCl. Поэтому в камере общая поверхность растворения кристаллов KCl меньше площади NaCl и при селективном растворении вообще может оказаться, что вся поверхность растворения будет состоять из минералов, не растворяющихся в растворах NaCl, и процесс практически прекратится.

Имеет значение и то, что скорость растворения KCl в насыщенном растворе хлористого натрия, а следовательно, и скорость насыщения растворителя в камере замедляется по сравнению с растворением в воде в 50–100 раз. Поэтому производительность добычи рассола в таких условиях весьма незначительна, что делает весь процесс нерентабельным.

Кроме того, при работе с растворителем, насыщенным по NaCl, последний при переходе хлористого калия в раствор высаливается из рассола и в виде плотных инкрустаций экранирует поверхность хлористого калия, препятствуя его дальнейшему растворению. В связи с этим весь процесс селективного растворения весьма быстро затухает во времени. Для предотвращения этого явления известно [88] применение микродобавок и растворителю солей некоторых металлов — Pb, Mn, Fe и др. Однако эти добавки, даже если они и предотвращают оседание хлористого натрия на поверхности хлористого калия, не способны увеличить скорость насыщения рассола — производительность рассолодобычи и содержание хлористого калия в рассоле остаются минимальными.

В связи с этим возможность осуществления селективного извлечения KCl из недр при полном оставлении NaCl является проблематичной, особенно при содержании KCl в сильвините менее 30% и отсутствии непрерывной связи в залежи зерен сильвинита.

Полное растворение реализуется при однородном строении сильвинитовых залежей (равномерном распределении в породе сильвина и галита) и может производиться водой или ненасыщенным раствором хлористого калия и хлористого натрия с таким соотношением компонентов, чтобы он растворял KCl и NaCl соответственно составу сильвинитовой породы. При этом важнейшим фактором, определяющим процесс формирования и конечный состав рассолов, является темпера-

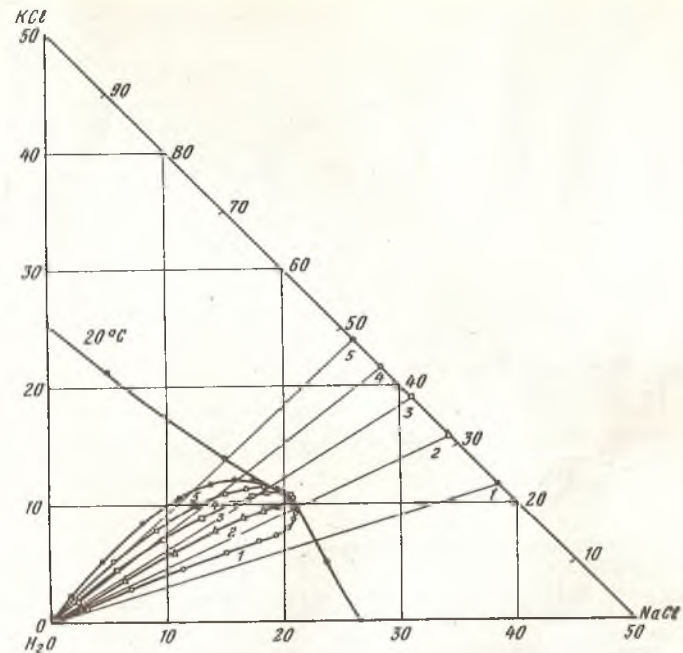


Рис. 78. Изменение состава рассола при совместном растворении KCl и NaCl и содержания в твердой фазе KCl + NaCl: 1 — 23+77; 2 — 31+69; 3 — 38+62; 4 — 43+57, 5 — 48+52 мас.%

тура растворения. Соли, слагающие сильвинитовую залежь, переходят целиком в раствор до его насыщения в тех же соотношениях, если растворение ведется при температуре эвтоник для этого соотношения солей. Растворение при более низкой температуре ведет к потере части полезного компонента (KCl) за счет высаливания его из раствора на заключительной стадии формирования состава рассола в камере, кроме того, состав извлекаемых рассолов меняется в худшую сторону (рис. 78).

Растворение при температуре более высокой, чем температура эвтоник, практически не меняет количественных соотношений KCl и NaCl в извлекаемых рассолах, однако увеличивает скорости растворения сильвинитовой породы, ведет к абсолютному увеличению в рассолах содержания KCl, усиленнию тенденции высаливания галита и выпадения его на дно камеры [87].

В режиме полного растворения затруднительно обеспечить высокое содержание KCl в рассоле и стабильность состава рассолов.

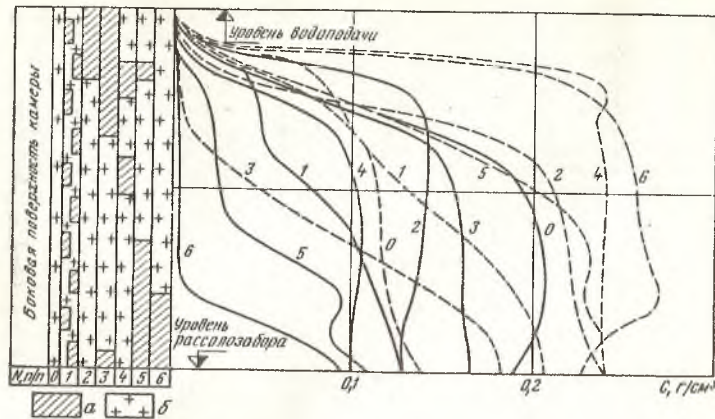


Рис. 79. Зависимость концентрации рассола от структуры сильвинитов: а - сильвин, б - галит

Поэтому обычно применяют комбинированные режимы, сочетая в камере полное и селективное растворение и подбирая оптимальный состав растворения, в зависимости от температуры процесса, минералогического состава, структуры продуктивной толщи и экономических факторов.

Структуру сильвинитовых залежей обычно характеризует чередование прослоев сильвинита небольшой мощности и прослоев галита. В зависимости от того, какие прослои (галита или сильвинита) будут находиться в контакте с активным растворителем, зависит состав получаемых рассолов. Влияние структуры сильвинитовой залежи на формирование состава рассолов иллюстрирует рис. 79. На этом рисунке приведены данные исследований на моделях камер из искусственного сильвинита, представленного чередованием прослоев галита и сильвина. Пунктирные и сплошные линии характеризуют соответственно содержание NaCl и KCl в рассоле по высоте камеры при различных схемах (0-6) расположения прослоев сильвина. Согласно этим данным, при расположении сильвинитового прослойка в нижней части камеры не удается достичь высокого содержания KCl в отбираемом рассоле, между тем расположение прослойка в верхней части даже при невысоком содержании KCl в твердой фазе обеспечивает более высокое содержание KCl в рассоле [89].

Структура сильвинитовых залежей (чередование прослоев галита и сильвина) может служить причиной образования в камерах локальных пересыщенных растворов одной из солей и высаливания пересыщающейся соли, а кроме того, из-за избирательного растворения сильвинитовых прослоев может создавать в камере обстановку,

при которой прослой галита будет выпадать вместе с нерастворимыми включениями на дно камеры и не участвовать в процессе формирования рассолов.

Помимо чисто технологических приемов, повышающих селективность растворения сильвинитовых залежей, возможно применение и специальных мероприятий, например, связанных с созданием в пластах зон искусственной трещиноватости с помощью камуфлетных взрывов, поинтервального гидроразрыва и др.

Для переработки рассолов подземного растворения сильвинитов возможны различные схемы и в том числе:

- концентрация рассолов путем заводской выпарки (или в сочетании с предварительным сгущением в бассейнах);
- естественное испарение в бассейнах с получением искусственного сильвинита и его последующей заводской переработкой;
- естественное испарение с раздельной садкой KCl и NaCl при получении товарного KCl.

Наиболее перспективны схемы, предусматривающие естественное испарение рассолов в бассейнах системы. Однако они возможны лишь в районах жаркого (аридного) климата.

Для решения проблемы утилизации или сброса NaCl в зависимости от условий можно раздельно или комплексно использовать: частичную выпарку рассолов с получением товарной поваренной соли и возврат маточных шлоков в скважины для растворения залежи;

- частичный сброс маточных шлоков в поглощающие горизонты;
- сброс NaCl в твердом виде или в виде рассолов в накопители на поверхности;
- закачку хлорнатриевых рассолов и пульпы галита в отработанные камеры для вытеснения из них хлоркалийевых рассолов;
- кооперацию с содовыми, хлорными и другими производствами, потребляющими NaCl.

Первый промышленный опыт получения калийных солей из рассолов скважины подземного растворения получен на Саскачеванском месторождении в Канаде американской фирмой "Калиум Кемиклз". Одной из причин, побудившей фирму применить подземное растворение, явилось то обстоятельство, что основные запасы сильвинита высокого качества (среднее содержание KCl - 30%, максимальное до 50%) при средней мощности калиеносной зоны около 30 м залегают на глубинах, отвечающих пределу рентабельности шахтного способа добычи - до 1600 м. Значение имели и другие причины: большие трудности проходки шахтных стволов из-за наличия пльвунов, значительные потери сильвинита (до 70%) при шахтной разработке, высокая температура пород.

Положительные результаты исследований на опытных установках обосновали строительство промышленного предприятия, пущенного в работу в 1964 г. Проектная годовая производственная мощность предприятия составила 600 тыс. т 95%-ного KCl, которая впоследствии была доведена до 720 тыс. т в год.

Работу предприятия характеризуют следующие показатели [90]:

Глубина работ, м	1600
Мощность разрабатываемого пласта, м	15,2
Содержание KCl в породе, %	31,6
Содержание в добываемом рассоле, г/л:	
KCl	124
NaCl	246
Температура, °C:	
пород на глубине разработки	45,0
растворения	54,0
Эквивалентный диаметр камеры, м	91,5
Срок службы скважины, лет	1,7
Число скважин при производительности предприятия	
700 тыс. т 95%-ного KCl в год	24
Производительность одиночной скважины, м ³ /ч	32
Количество KCl, добываемого из одной камеры,	
тыс. т	49,0
Коэффициент извлечения запасов, %	40,0
Капитальные затраты на добычу рассола (% к	
общим капитальным затратам)	7,0
Штат, чел.	200

Технология выемки предусматривает в начальной стадии развития подземной камеры обеспечение режима полного растворения залежи. При вовлечении в эксплуатацию прослоев сильвинита, богатых хлористым калием, переходят на режим выщелачивания. Одним из способов перевода скважин на режим выщелачивания является периодическое прекращение закачки воды в камеры. Прекращение закачки позволяет провести донасыщение рассола и затем реализовать выщелачивание KCl. Возобновлением подачи воды у потолка камеры достигается вытеснение рассола, богатого KCl, и растворение оставшегося в кровле камеры галитового скелета. Такой способ позволяет оставлять часть галитовых отходов выщелачивания KCl из сильвинита в подземной камере в виде складочного материала.

Фабрика по переработке получаемых рассолов оснащена новейшим технологическим оборудованием; процесс переработки рассолов (испарение рассола в многокорпусных выпарных аппаратах и кристаллизация KCl в вакуум-кристаллизаторах) автоматизирован. Себестоимость готового продукта на предприятии примерно на 15% выше, чем при шахтной добыче и флотации руд, однако высокое качество продукции, высокая степень его чистоты, грануляция и др. делают производство конкурентоспособным. Экономические показатели предприятия улучшают использование галита как товарного продукта.

Успешное применение подземного растворения сильвинитовых залежей в Саскачеване явилось стимулирующим обстоятельством для постановки опытных работ многими фирмами, занимающимися добычей и переработкой калийных руд.

На Карлсбадском месторождении (штат Нью-Мексика, США) компанией "Континентал Ойл" осуществлены опытные работы по извле-

чению пласта сильвинита мощностью 1,2 м через скважины после их сбоя гидроразрывом [91]. Для опытов было пробурено 4 скважины, из которых 3 располагались в вершинах равностороннего треугольника, а одна в центре, на расстоянии 60 м от каждой из трех скважин. В центральной скважине обсадка ствола была выполнена по всей глубине, в периферийных — на 6 м выше рудной зоны. Гидроразрыв производился путем закачки воды в центральную скважину, места выхода трещины разрыва в периферийных скважинах фиксировались гидролокатором. После выполнения гидроразрыва (трещина относительно интервала разрыва в центральной скважине сместилась на 2,4–2,7 м ниже) центральная и одна из периферийных скважин были оборудованы по одноколонной конструкции. Башмак технологической колонны в центральной скважине размещался у подошвы пласта сильвинита с содержанием 20% KCl, в периферийной скважине башмак был расположен на 0,3 м выше. Нерастворитель (около 85 м³ дизельного топлива) закачивался в центральную скважину. В эту же скважину подавалась вода, рассол отбирался из периферийной скважины.

Разрыв 1-й ступени был закончен после подачи в скважину 13 000 м³ воды и извлечения 4110 т NaCl и 680 т KCl при средней производительности скважины 30 м³/ч. Для отработки 2-й ступени трубы были подняты на 0,75 м. Всего было подано в скважину при отработке 2-й ступени 15 240 м³ воды.

Съемка камер показала, что выработка имеет в плане эллиптическую форму, расширенную у водоприемной скважины и сужающуюся почти полностью у рассолозаборной. Извлечено из камеры 8700 т NaCl и 1450 т KCl, объем камеры составил 4954 м³, площадь потолка 2369 м², средняя высота выработки 2,1 м.

Повышение высоты выработки по сравнению с мощностью намеченного к отработке пласта в 1,2 м составило 0,9 м из-за неточности гидроразрыва.

Американская фирма "Тексас Галф Салфер" перешла от обычного шахтного способа добычи к подземному растворению путем затопления рудника "Кейн Крик" в Моабе, штат Юта. Образовавшийся рассол откачивается через скважины и затем подвергается выпариванию в открытых бассейнах [92].

В Великобритании подземное растворение сильвинитовых залежей исследовалось фирмой "Уайтби Поташ" на двух опытных скважинах в Северном Йоркшире. Были получены рассолы высокой концентрации, предпринята также попытка избирательного выщелачивания хлористого калия маточным шелком.

При опытах было установлено, что выщелоченный napодобие печелиных сот массив соли с течением времени под действием горного давления деформировался, и это вызвало трудности в свободной циркуляции растворителя. Фактически к концу эксперимента скважина была залоплена хлористым натрием.

В Канаде фирмой "Линбар Майнинг" осуществлена опытная эксплуатация калиеносной зоны Саскачеванского месторождения мощностью около 32 м с содержанием KCl около 23%. Был разработан

способ создания гидровруба под верхним калийным пластом с помощью жидкого нерастворителя. На водоподающей колонне было смонтировано отражающее устройство, изменяющее направление струй воды под прямым углом к обсадной колонне. Изучалась возможность применения гидроразрыва и селективной отработки сильвинитовых пластов, накоплен опыт соединения гидроразрывом пластов на глубинах 1830 м. Результаты экспериментов показали целесообразность промышленной эксплуатации при производственной мощности предприятия 200–300 т калийных солей в сутки.

В настоящее время американские и канадские фирмы, занимающиеся промышленным и полупромышленным растворением сильвинитов, ищут пути удешевления товарной продукции. Для этого ведутся работы на опытных установках. Наиболее перспективным, по мнению специалистов, является повышение избирательности процесса.

Проблема подземного растворения залежей сильвинита на протяжении ряда лет систематически изучается в нашей стране, несмотря на то, что запасы сильвинитов, залегающих на глубинах, доступных для шахтной добычи, обеспечивают потребности народного хозяйства на многие десятилетия. Стимулируют работы возможность исключения подземного труда, улучшение географии размещения калийных предприятий, организации производств в слабозаселенных районах страны.

Большой объем теоретических и экспериментальных работ выполнен ВНИИГом. Основными направлениями этих работ являются: исследование кинетики растворения сильвинитов в воде и собственных растворах, физическое и математическое моделирование процессов растворения, исследование теплового режима камер, разработка схем промышленной переработки рассолов, проектирование, строительство и работа на опытных установках.

В период 1968–1973 гг. в Гурьевской области осуществлены строительство и опытные работы на Индерской установке, в состав которой входили 4 рассолодобычные и 3 контрольно-наблюдательные скважины глубиной 230 м, котельная для подогрева растворителя, насосные, испарительные бассейны и обслуживающее хозяйство.

Работы велись на участке, заведомо непригодном для шахтной разработки вследствие сложного геологического строения, неблагоприятных гидрогеологических условий, невыдержанного залегания сильвинитовых отложений и повышенной газоносности.

Камеры размывались в холодном и горячем режимах в залежи со средним содержанием KCl от 27 до 40%.

В настоящее время работы продолжены на Карлукской опытной установке в Туркмении, где намечается опробовать комбинированную схему подземного растворения и естественной выпарки рассолов в бассейнах. Возможность за счет солнечной энергии обогащения рассолов и кристаллизации хлористого калия делает этот район наиболее реальным для промышленной разработки сильвинитовых залежей подземным растворением. Рассматривается целесообразность промышленной разработки Верхнекамского месторождения.

§ 2. Разработка месторождений карналлита

Карналлит ($KCl \cdot MgCl_2 \cdot 6H_2O$) является двойной солью, которая используется как при производстве калийных удобрений (из-за содержания KCl), так и при производстве металлического магния (из-за содержания $MgCl_2$). Легкая растворимость карналлита делает перспективным разработку его залежей через скважины с поверхности.

В СССР идея разработки карналлита растворением была выдвинута в 1929 г. проф. П.И. Преображенским, однако на практике она длительное время не осуществлялась. В 1944–1945 гг. под руководством А.Е. Холькова, Ю.В. Морачевского, Н.С. Шипкова в районе Соликамска был осуществлен первый опыт подземного растворения и выщелачивания карналлита через скважины с поверхности с целью получения магниевого сырья. Опытная скважина вскрыла толщу карналлита, имеющего следующий состав: KCl от 9,9 до 27%, $MgCl_2$ от 8,7 до 25,2%. В ходе пробного растворения, проведенного в холодном режиме, была доказана ошибочность существовавших тогда представлений о сверхбыстром, лавинообразном растворении карналлита (скорости оказались несколько выше, чем у каменной соли). Выяснилось, что в режиме полного растворения соотношение солей в получаемых рассолах достаточно близко к их соотношениям в породе, а в режиме селективного растворения $MgCl_2$ (при работе скважины в замкнутом режиме и по мере насыщения рассола $NaCl$ и KCl) процесс растворения переходит в процесс выщелачивания и постепенно затухает.

Холодное растворение не дало желаемых результатов (при полном возврате рассола в камеру в течение 39 суток не удалось поднять его насыщение по $MgCl_2$ свыше 144 г/л), поэтому долгое время к добыче карналлита подземным растворением относились отрицательно.

Однако в последние годы интерес к проблеме подземного растворения карналлита проявляется вновь.

Большое внимание разработке карналлита растворением уделяется в ГДР, где значительная часть запасов калийных солей представлена карналлитовыми месторождениями, ведутся теоретические исследования и опытные работы [93].

В ФРГ получен патент [94] на способ подземного растворения карналлита, имеющий целью извлечение на поверхность хлористого калия в виде суспензии. Согласно этому способу после размыва через скважину в подошву карналлитовой залежи или в подстигающей каменной соли зумпфа ведется растворение карналлитовой толщи водой или ненасыщенным соевым раствором. При этом раствор легкорастворимой соли ($MgCl_2$) с 90%-ным насыщением извлекается на поверхность, а на дно зумпфа выпадают частицы труднорастворимой соли (KCl и $NaCl$). Башмак рассолозаборной колонны устанавливается вблизи донного осадка, чтобы вместе с насыщенным раствором $MgCl_2$ на поверхность выносились выпавшие частицы KCl и $NaCl$. Скорость движения жидкости в рассолозаборной колонне принимают с таким расчетом, чтобы она превосходила скорость осаж-

ления частиц. На поверхности частицы нерастворенной соли отделяют от насыщенного рассола центрифугированием или фильтрованием, и раствор снова вводят в камеру.

§ 3. Подземное растворение бишофита

В последние годы в СССР открыто уникальное по запасам и качеству сырья Волгоградское месторождение природного бишофита. Бишофитовая порода залегает либо пластами мощностью 10–45 м, либо ограниченными по площади линзами мощностью 60–110 м на глубинах 1000–1800 м. Главный породообразующий минерал – бишофит составляет в основном 92–96% породы, а в ряде случаев – 99%.

Бишофит является шестиводным кристаллогидратом хлористого магния ($MgCl_2 \cdot 6H_2O$). Он обладает высокой растворимостью (при $25^\circ C$ 1 м³ рассола содержит 0,476 т $MgCl_2$), а скорость его растворения в воде в несколько раз выше, чем у каменной соли. Бишофит необычайно гигроскопичен и буквально тает на открытом воздухе даже в сухую погоду.

Из-за больших глубин залегания бишофитовых отложений, высокой гигроскопичности и значительных скоростей растворения добыча бишофита шахтными методами нецелесообразна и перспективно подземное растворение через скважины с поверхности. Рассол из скважины с успехом может быть использован для производства чистой окиси магния, хлора, соляной кислоты и других продуктов [95].

Подземное растворение бишофитовых отложений способами, применяемыми при добыче каменной соли, может осложниться из-за существенной разницы физико-механических и физико-химических свойств бишофита и каменной соли. Бишофит обладает высокой пластичностью, которая осложняет вскрытие залежи. В зонах бишофита наблюдается сужение стволов скважин, образование каверн, повреждение обсадных труб. Для обеспечения устойчивости стволов скважин при бурении приходится применять утяжеленные промывочные жидкости с плотностью 1,55–1,60 г/см³. Показатели прочности бишофита ($\sigma_{сж}$ и $\sigma_{разр}$) в 3–4 раза ниже соответствующих показателей каменной соли; условия устойчивости камер, размываемых в залежи, пока неизвестны.

Способы управления параметрами камер при подземном растворении вследствие высоких скоростей растворения и малой прочности бишофита могут отличаться от применяемых при добыче каменной соли.

Существенным является и то, что высокая растворимость бишофита в воде резко снижает количество рассола, извлекаемого на поверхность. Достаточно сказать, что при растворении 1 м³ бишофитовой породы образуется $\approx 1,6$ м³ насыщенного рассола, из них 1 м³ остается в недрах, заполняя объем растворенной породы, а на поверхность извлекается лишь 0,6 м³. Иными словами, в недрах остается примерно 2/3 перешедших в раствор запасов бишофита, и для сниже-

ния потерь рассол из камер необходимо вытеснять, например, путем закачки инертных материалов.

Имеются и другие особенности растворения бишофита. Так, например, если при растворении каменной соли наблюдается уменьшение суммарного объема воды и соли на $\approx 3\%$, то при растворении бишофита, наоборот, происходит увеличение объема, достигающее более 10%. В отличие от каменной соли бишофит растворяется с выделением тепла (экзотермический эффект составляет 3,4 ккал/моль), что влечет за собой повышение температуры в камере. При наличии перепада температур по стволу скважин возможна кристаллизация растворов в рассолоподъемных колоннах.

Отмеченные особенности, затрудняющие для бишофита применение известных приемов выемки каменной соли, послужили причиной постановки специальных работ по выяснению технической возможности подземного растворения бишофита и технологических схем добычи и переработки хлормagneвских рассолов, ибо такая проблема впервые поставлена в мировой практике добычи полезных ископаемых.

В настоящее время ВНИИГом завершен первый этап этих работ, включающий лабораторные исследования закономерностей подземного растворения бишофита, определение технологических параметров обработки камер, оценку устойчивости подземных камер, способ строительства рассолодобычных скважин. На образцах из ядерного материала, а также образцах плавленого и прессованного бишофита исследована кинетика растворения бишофита в условиях свободной конвекции, при этом были определены скорости растворения бишофита: в воде при различных температурах (10–50°C) и углах наклона растворяющей поверхности (рис. 80), в его собственных растворах (рис. 81), в рассолах хлористого натрия и смешанных ($MgCl_2 + NaCl$) рассолах.

Выяснилось, что скорость растворения бишофита в воде почти в 5 раз выше, чем у галита, при этом растворение потолочины камер происходит примерно в 2,6 раза быстрее, чем боковых стенок. Зависимости скоростей растворения бишофита от температуры аналогичны галиту. Коэффициенты скорости растворения бишофита значительно снижаются при увеличении концентрации $MgCl_2$ в растворителе. В концентрированных растворах хлористого натрия скорость растворения бишофита в два раза выше, чем в ненасыщенных (19,6%) растворах хлористого магния. Растворение бишофита в насыщенных рас-

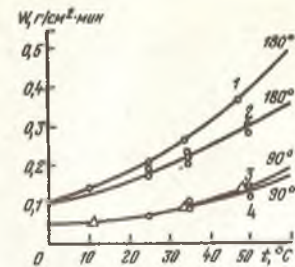


Рис. 80. График зависимости скорости растворения бишофита в воде от температуры при углах наклона поверхности 90° и 180° : 1, 3 — прессованный; 2, 4 — плавленый

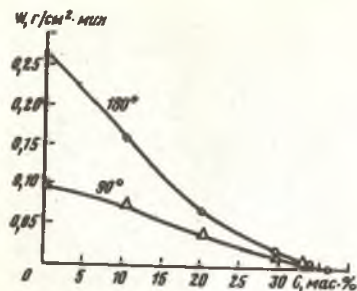


Рис. 81. Зависимость скорости растворения бишофита от концентрации $MgCl_2$ в растворителе при $34,6^\circ C$

возможность добычи магниевого сырья методом подземного растворения. Для выяснения параметров промышленной эксплуатации бишофитовых отложений намечен комплекс опытно-промышленных работ. В настоящее время выполнен проект строительства опытно-промышленной установки. В проекте учтены основные условия проходки и оборудования скважин, контроля процесса растворения, теплового режима, устойчивости камер и др., отвечающие специфике добычи бишофита. Программой опытно-промышленных работ помимо решения вопросов добычи предусмотрено выяснение условий комплексной переработки получаемых рассолов.

рассолах $NaCl$ сопровождается высаливанием галита и оседанием его кристаллов, которые не экранируют поверхность бишофита.

На моделях камер, изготовленных из бишофита, изучены условия массообмена и формирования состава рассолов, а также возможности получения промышленной производительности скважин. Степень насыщения раствора хлористого магния (порядка 440–450 г/л) подтверждена результатами пробной эксплуатации опытных скважин.

Проведенными исследованиями и результатами пробной эксплуатации скважин подтверждена технологическая и техническая воз-

ЧАСТЬ ЧЕТВЕРТАЯ ДОБЫЧА СОЛИ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ И В БАСЕЙНАХ

ГЛАВА I ОТКРЫТЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ СОЛЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§1. Добыча месторождений ископаемой соли открытым способом

Добыча каменной и калийных солей открытым способом осуществляется в гораздо меньших масштабах, чем подземным. Это связано с тем, что за счет растворения соляных пород под действием атмосферных осадков и грунтовых вод происходит нарушение параметров систем разработки и делаются невозможными условия эксплуатации оборудования. Только система специальных мероприятий, предусматривающая осушение месторождения, может быть залогом ритмичной работы карьера.

В настоящее время каменная соль открытым способом добывается на Дус-Дагском месторождении в Тувинской автономной республике, где имеется карьер производительностью до 10 тыс. т соли в год. Оработка ведется экскаваторами типа Э-5015А. Разработке способствует отсутствие обводненности месторождения.

Периодически эксплуатируется месторождение Ходжа-и-Кан (Узбекская ССР). Рассматривается возможность открытой разработки отдельных участков соляных месторождений Азербайджана. Предполагается также организация открытой добычи на Гаурдакском месторождении каменной соли в Туркмении.

Добыча калийных солей открытым способом в опытно-промышленных масштабах осуществляется на Домбровском месторождении (в Прикарпатье), на площади которого линзообразные тела каинита, лангбейнита, сильвинита, карналита и смешанных солей (мощность тел 25–100 м) находятся на небольшой глубине от поверхности (20–30 м).

Неглубокое залегание соляного зеркала и сложные гидрогеологические условия (водоносный горизонт в надсолевых галечниках, надсолевые рассолы в пониженных местах соляного зеркала, связь надсолевых рассолов с водами галечников) не позволили осуществить разработку шахтным способом, так как при такой добыче две трети запасов калийных солей месторождения терялись бы в предохранительном целике водозащитной толши. В связи с этим были начаты работы открытым способом [96].

Вначале без предварительного осушения месторождения был заложен опытный карьер размером в плане 100 × 100 м и глубиной 25 м.

Организация открытых работ без предварительного осушения успеха не имела, так как вследствие притока в карьер надсолевых рассолов и их откачки стали интенсивно развиваться карстовые процессы

в породах шляпы, трещины и просадки на бермах и откосах. Стала очевидной необходимость предварительного осушения месторождения.

В связи с этим было начато строительство кольцевой дренажной траншеи глубиной 9–18 м для осушения основного водоносного горизонта (рис. 82). Под влиянием этой траншеи и карьера уровень подземных вод на осушаемой площади снизился на 9–13 м. Объем надсолевых вод на осушаемой площади сократился почти в три раза, что резко снизило притоки воды в карьер и карстование соленосных пород.

Горные работы по расширению карьера были осуществлены в 1965–1967 гг. и в августе 1967 г. Домбровский карьер был введен в эксплуатацию как опытно-промышленный с производственной мощностью 500 тыс. т руды в год. В 1972 г. был составлен технический проект расширения карьера до 1,25 млн. т/год. Глубина карьера на конец отработки составит 170 м, общий коэффициент вскрыши равен 0,28 м³/т.

Карьер вскрыт главной въездной траншеей, система разработки – транспортная с вывозом пород вскрыши во внешние отвалы.

Отбойка калийных и вмещающих пород ведется буровзрывным способом. На бурении скважин используются буровые станки СВБ-2М и СБР-160. Диаметр скважин по руде 105 мм, по вскрыши 105, 125 и 160 мм. Л.н.с. для скважин диаметром 105 мм составляет 3,0–3,5 м, для скважин диаметром 150–160 мм – 3,75–4,50 м. За взрыв отбивают 2–5 рядов скважин. Одновременное количество взрываемого ВВ 10,0 т; частота взрывов – 2 раза в неделю.

При погрузке руды и пород вскрыши используются экскаваторы ЭКГ-4,6 и Э-2503. Доставка горной массы осуществляется самосвалами БелАЗ-540. Параметры работ на северном участке карьера иллюстрируются рис. 83.

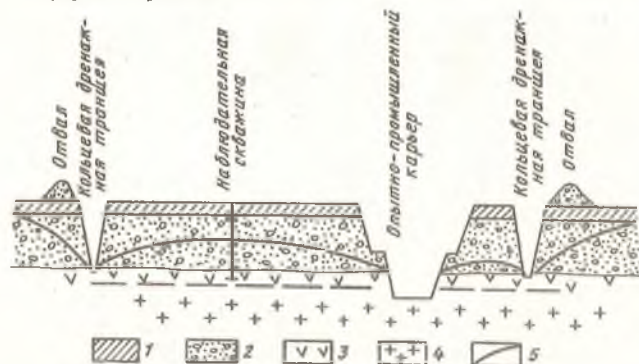


Рис. 82. Схема осушения Домбровского опытно-промышленного карьера:

1 – суглинки; 2 – галечные отложения; 3 – породы гипсоглинистой шляпы; 4 – калийные соли; 5 – уровень подземных вод

Складирование соленосных пород производится уступами высотой 14 м с углом откоса до 35°. Гидроизоляция площадки складирования не производится, пройдены лишь дренажные канавки глубиной 1 м для осушения от почвенных вод и сбора поверхностных вод.

Складированные соленосные породы растворяются атмосферными водами. Концентрация образующихся рассолов достигает 290 г/л. Среднегодовое количество растворенных солей, выносимых с солевого отвала, составляет 12–14 тыс. т. Часть образующихся рассолов перехватывается дренажными канавками, часть – кольцевой дренажной траншеей карьера, проходящей вблизи солеотвала.

Основным источником обводнения карьера являются атмосферные осадки и остаточные грунтовые воды внутрикарьерного поля. Приток надсолевых вод в карьер не наблюдается. Приток воды в карьер изменяется от 2,5–5,0 м³/ч в сухую погоду до 17 000 м³/ч в ливневую дождь. Месячные притоки воды в карьер изменяются от 40 до 70 тыс. м³, годовые от 230 до 270 тыс. м³.

В настоящее время рассолы и воды из карьера откачиваются в три аккумулирующие емкости общим объемом 148 тыс. м³, одна в эксплуатации новая аккумулирующая емкость объемом 400 тыс. м³.

На карьере постоянно ведутся гидрогеологические наблюдения, направленные на установление притоков атмосферных и грунтовых вод в карьер, потерь растворенных солей, влияния гидрогеологических и инженерно-геологических факторов на устойчивость бортов карьера, изучение режима и объема остаточных грунтовых вод на осушаемой площади, водо-физических и фильтрационных свойств пород гипсоглинистой шляпы и др.

В настоящее время производительность карьера составляет 1300–1400 тыс. т руды в год. Извлечение – в пределах 93–94%.

Опыт промышленной эксплуатации Домбровского карьера свидетельствует о том, что в соответствующих условиях открытый способ разработки калийных месторождений технически возможен и экономически более выгоден, чем подземный.

Главным вопросом, требующим разрешения при открытой добыче солей, является борьба с надсолевыми водами, вызывающими карстопроявления [97].

Задача предохранения открытой поверхности солей от растворения атмосферными осадками является менее трудной. Она может решаться как созданием на солях гидрофобных покрытий (при опытах оправдали себя глинаные покрытия), так и систематическим ремонтом бортов карьера (глубина выщелачивания соли в откосах за год 1,5–30 см при годовых осадках 800 мм). Величина размыва уменьшается с увеличением угла наклона уступа.

Ускоренное продвижение фронта работ сокращает вредное влияние вод на уступы, находящиеся в работе. В связи с этим технически и экономически целесообразна эксплуатация карьеров с высокой производительностью.

Важное значение имеют разработка и реализация обоснованных мероприятий по организованному улавливанию и удалению вод и рассолов на верхних уступах без пропуска их на рабочий горизонт.

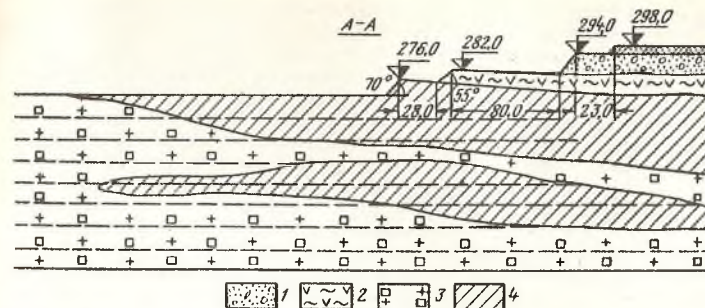
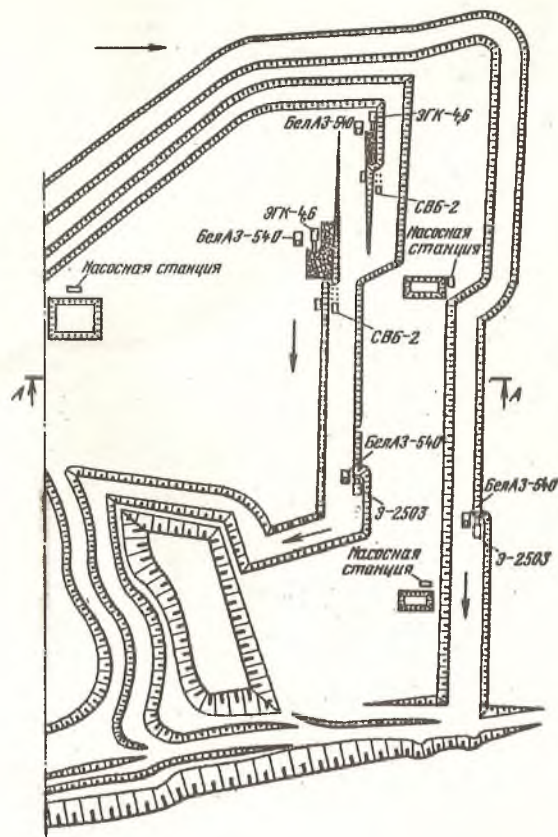


Рис. 83. Развитие работ на северном участке Домбровского карьера: 1 - галечник; 2 - глинисто-гипсовая шпала; 3 - скальная соленосная порода "зубер"; 4 - калийная руда

Только при этих условиях можно сохранить геометрическую форму карьера в растворимых породах.

Сложными вопросами организации открытой добычи являются сброс засоленных вод и рассолов, выкачиваемых из карьера и скважин, а также охрана месторождения от обводнения и территории от засоления после прекращения работ в карьере.

Дальнейшая работа Домбровского карьера должна определить оптимальные пути решения этих вопросов.

§2. Добыча озерной соли

Добыча соли на озерных месторождениях осложняется сезонными переходами части солей в жидкую и обратно в твердую фазу, наличием в озерах рапы и твердых солей. Наличие жидкой и твердой фаз требует выбора между добычей твердых солей или забором рапы. Этот выбор производится, исходя из технико-экономических расчетов и возможностей получения необходимого ассортимента и качества солей.

Специфическим способом разработки соляных озер является добыча соли солесосами или солекомбайнами, сопровождающаяся обогащением соли в процессе ее добычи. Этим способом, например, осуществляется эксплуатация соляных отложений оз. Баскунчак на крупнейшем в СССР солепромысле Бассоль [3].

В настоящее время на этом солепромысле ведется отработка верхнего соленосного пласта средней мощностью 8 м. Содержание ила в полезной толще порядка 17%, объемный вес соли 1,57 т/м³.

Для производства добычных работ намеченную к отработке площадь делят на панели шириной 1200-1300 м и длиной 2500-2600 м. В работе находится одна панель. Время ее отработки (при обеспечении годового объема добычи промысла порядка 5000 тыс. т) составляет около 5 лет.

Для обеспечения необходимого фронта очистной выемки панель подразделяют на две полупанели, каждая из них обрабатывается двумя самостоятельными участками со встречным подвиганием фронта очистных работ. Разработка ведется открытыми траншеями с параллельным расположением заходов, обрабатываемых сверху вниз. Среднегодовое подвигание фронта очистных работ на добычном участке 50–60 м. Между обработанными за год участками соленосного пласта оставляют годовые целики. Между встречными забоями смежных участков после их полной отработки оставляют ликвидационные целики. Сезон производства добычных работ 7 месяцев (апрель–октябрь).

Выемка соли ведется самодвижущимися солекомбайнами конструкции ВПКБСоль с вертикальным рыхлителем. Комбайн смонтирован на железнодорожной платформе и перемещается вдоль очистного забоя по рельсам нормальной колеи, уложенным на поверхность пласта забоя. Длина прохода комбайна равна длине панели (2500–2600 м), перемещение комбайна производится в прямом и обратном направлениях.

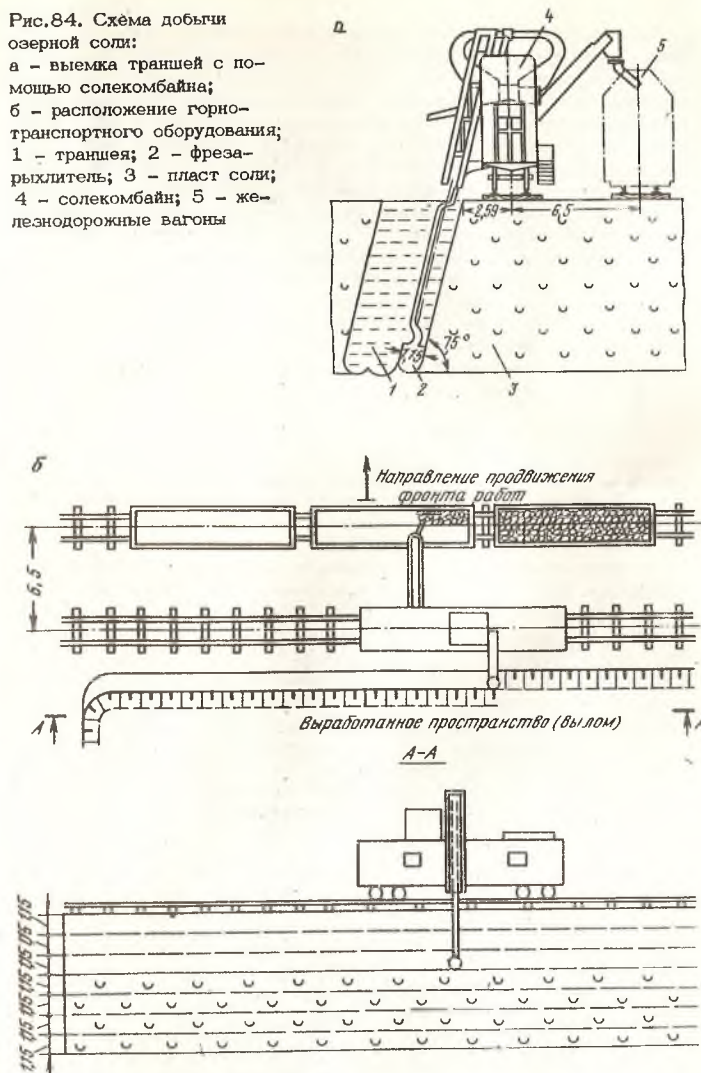
Комбайн с помощью специальной фрезы – рыхлителя разрушает соляной пласт и за каждый проход вырабатывает открытую траншею (заходку) шириной 1,15 м на глубину до 1 м. При рабочей мощности пласта 7–8 м для выемки траншеи на полную глубину требуется семь проходов комбайна. После отработки пласта на требуемую глубину железнодорожный путь с помощью трактора передвигается, и процесс повторяется. Шаг передвижки путей 1,2 м. Съем соли с одной траншеи составляет около 40 тыс. т, время отработки траншеи (при скорости подвигания комбайна 2,5 м/мин и коэффициенте использования рабочего времени комбайна 0,6) составляет 8–9 суток. Производительность комбайна 220 т/ч.

При работе комбайна смесь соли и рапы засасывается (с помощью центробежного насоса) во внутреннюю полость рыхлителя, откуда попадает в зумпф, где происходит отделение соли от рапы и механических примесей. Рапа и механические примеси сбрасываются в озеро в отработанное пространство, а соль подается элеватором на дробильные валки, измельчающие ее до 5 мм. Раздробленная соль дополнительно промывается рапой и элеватором подается в железнодорожные вагоны. Электроснабжение механизмов производится от дизельной электростанции, установленной на комбайне. Работу комбайна и расположение горнотранспортного оборудования иллюстрирует рис. 84.

Вся добытая на озере солекомбайнами соль грузится в железнодорожные вагоны грузоподъемностью 60 т и доставляется для последующей переработки на солефабрику или на пристань г. Ахтубинска (в 60 км от месторождения) для перегрузки в средства водного транспорта.

При комбайновой добыче получаемая соль хорошо обогащается даже при сравнительно высоких содержаниях нерастворимых (до 10–15%) и кальция (до 2–2,5%). Уровень обогатимости соли зависит от ее содержания в пласте. Соль с содержанием галита более 95% обогащается примерно на 3%, с содержанием галита 85% – на 5,5%.

Рис.84. Схема добычи озерной соли:
а – выемка траншей с помощью солекомбайна;
б – расположение горнотранспортного оборудования;
1 – траншея; 2 – фреза-рыхлитель; 3 – пласт соли; 4 – солекомбайн; 5 – железнодорожные вагоны



При разработке соляного пласта солекомбайнами оставляют часть соли в донной части выработанных траншей с тем, чтобы ил не разбуживал отработанную соль. Небольшие целики остаются между отдельными проходками комбайна. Часть разрыхленной соли попадает в озеро из-за неполного забора всасывающей системой комбайна. Эти потери в сочетании с потерями в годовых и ликвидационных целиках обуславливают эксплуатационное извлечение порядка 60%.

Добыча озерной соли осуществляется в соответствии с "Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом".

Для обеспечения безопасной эксплуатации предусматривается:

- а) высота разрабатываемого уступа 8 м;
- б) угол откоса разрабатываемого уступа 75° ;
- в) расстояние от верхней бровки уступа до оси железнодорожного пути (рабочего пути солекомбайна) 2,59 м;
- г) ширина ликвидационного целика между встречными забоями 20 м;
- д) ограждение выломов, образующихся при отработке соляной залежи.

Во избежание смещений рабочих и погрузочных железнодорожных путей при воздействии ралы предусматривается специальное их крепление. Крепление включает установку между рабочими и погрузочными путями растяжек из металлического прутка, а также крепление шпал рельсовых путей с помощью забиваемых в пласт соли металлических ломиков.

Помимо добычи соли солекомбайнами на промысле ведется добыча солеблоков. Солеблоки получают с помощью камерезных машин типа СМ-89АУ, работающих в комплексе с блокооборочной машиной СБУМ-2Н, а также экскаваторов-драглайнов после предварительного рыхления соляного пласта буровзрывным способом. Транспортировка блоков с озера осуществляется автосамосвалами.

Одной из особенностей Баскунчакского месторождения является способность к восстановлению отработанных заласов. Выломы быстро заполняются насыщенным рассолом и превращаются в садочные бассейны, где каждый год осаждается 10-14 см галита. Эксплуатационные выломы постепенно зарастают и через некоторое время становятся пригодными для повторной эксплуатации.

ГЛАВА II ДОБЫЧА БАСЕЙНОЙ СОЛИ

Методы получения бассейной соли основаны на испарении озерной или морской воды, природных рассолов, а также рассолов, получаемых при растворении соляных отложений в специальных бассейнах. Эти методы, как правило, находят применение в районах с аридным климатом, характеризующимся большим дефицитом влажности, при наличии бессточных соляных озер, источников подземных и межкристальных рассолов, соляных отложений или морской воды [98].

В ряде случаев помимо естественного испарения за счет энер-

гии солнца используется естественное охлаждение в зимний сезон или ночное время, позволяющее выделить из рассола соли, характеризующиеся резким изменением растворимости в интервале температур $20-0^{\circ}\text{C}$.

Получение солей (и прежде всего поваренной) в испарительных бассейнах известно с древнейших времен. Совершенствование добычи шло по пути интенсификации процесса испарения, механизации перекачки рассолов, уборки солей и сооружения бассейнов.

Бассейные методы требуют больших затрат на строительство бассейнового хозяйства и отчуждения значительных площадей. Их эффективность в значительной мере зависит от погодных условий: колебаний температуры и количества выпадающих осадков. Однако несмотря на эти недостатки бассейные системы в районах с аридным климатом являются наиболее экономичными. Их применение оправдывается даже при использовании слабых морских рассолов.

За счет улучшения режима эксплуатации бассейнов, снижения капиталовложений при их строительстве, дальнейшей механизации работ по уборке, очистке и транспортировке соли возможно дальнейшее повышение эффективности бассейных систем. Поэтому интерес к бассейным методам не слабеет, и они в настоящее время имеют сравнительно широкое распространение.

§1. Бассейное хозяйство

Бассейное хозяйство современных промыслов состоит из собственно бассейной системы; метеостанции, регистрирующей температуру, влажность воздуха и силу ветра; химической лаборатории для контроля состава рассолов в бассейнах. Известны бассейные системы (США), управляемые с помощью компьютера.

Бассейная система может быть представлена одной котловинной или несколькими бассейнами. Обычно несколько бассейнов различной глубины и площади используются для организации добычи солей. Число бассейнов зависит от технологии переработки рассолов и ассортимента получаемых продуктов, размеры - от объема производства, климатических условий, природы и концентрации растворенных солей.

Основными элементами бассейной системы являются: подготовительные бассейны; садочные бассейны; рапохранилища; вспомогательные устройства (каналы и трубопроводы, подающие исходный рассол и отводящие конечные сбросные маточные рассолы, шлюзы, рапокатки и др.).

Система бассейнов начинается с подготовительного бассейна, который одновременно может служить хранилищем исходного рассола.

В подготовительном бассейне производится сгущение ралы, подаваемой из естественного источника, или ее разбавление до требуемой концентрации. Здесь происходит осаждение из ралы окислов железа, гипсов и труднорастворимых карбонатов.

Из подготовительного бассейна рассол перепускается в садочные

бассейны, где происходят испарение основной части воды и кристаллизация солей. Здесь же производится и уборка солей.

Рядом с подготовительными бассейнами устраивают рапоохранилища. Подготовительные бассейны рассчитаны на высоту налива рассола около 0,5 м. В рапоохранилищах высота налива увеличивается до 2–3 м. В садочных бассейнах толщина слоя рапы оставляет 0,2–1,5 м и в значительной степени зависит от климатических условий района и исходной концентрации рассола.

Концентрирование рассола может производиться в статическом (периодическом) и динамическом (непрерывном) режимах. В первом случае рассол закачивается в отдельно взятый бассейн и остается там до возможно более полного выделения данной соли или получения рассола заданной плотности. В динамическом режиме концентрирование рапы протекает в системе бассейнов, постоянно сообщающихся между собой. Передвижение рапы от начального пункта к конечному при постепенном ее концентрировании происходит с рассчитанной скоростью за счет понижения уровня рассола при испарении и периодического отбора концентрированной рапы в рапоохранилище.

Статический режим чаще применяют для кристаллизации в зимнее время, динамический – при солнечном испарении.

Для устройства бассейнов используются естественные котловины или озера достаточной площади, оложенные слабофильтрующими породами. В случае их отсутствия строятся искусственные бассейны, огражденные дамбами и разделенные внутри перемычками для более равномерного распределения рассола и организации непрерывной добычи солей.

Устройство бассейнов на высохшей или мелководной части водоема обычно ограничивается обвалкой площади бассейна – строительством насыпных дамб. При строительстве дамб используют различные методы в зависимости от характеристики почвы. При этом применяют экскаваторы, бульдозеры и другое оборудование гражданского строительства. Практикой не допускается строительство дамб на донных соляных отложениях. При наличии соляных отложений для основания дамбы проходят траншею по соли до подстилающих иловых отложений.

Строительство дамб осуществляется для следующих целей: отделение бассейна, проведение дороги, достаточной для прохождение солеуборочного оборудования, транспортировка продукции, проведение распределительных каналов и др.

Обычно дамбы имеют ширину у основания 8–30 м, высоту над уровнем рапы в бассейне порядка 0,5 м и пологие (10–15°) откосы. Во избежание размыва внутренних откосов предусматривается устройство крепления из каменной наброски. Как правило, дамбу складывают из местного материала (обычно песок, глина, гравий со щебнем, булыжник).

Бассейны чаще всего располагают на высохших площадях озер, заливов или лиманов или же на мелководной части водоемов, отгороженных от водной акватории. Делается это с целью снижения затрат на создание слабофильтрующего основания бассейна. Для предотвра-

щения фильтрации (10–15% потерь рассола за счет фильтрации считается нормальным) производят кольматаж ложа бассейна глинистыми материалами (например, бентонитовой глиной). Иногда производят укладку на дно и откосы бассейнов синтетической пленки. Синтетической пленкой черного цвета, например, изолированы бассейны предприятия Кейн Крик (США) площадью порядка 1,6 млн. м² [92]. Однако при такой изоляции стоимость бассейновых систем возрастает в несколько раз.

Дно котлованов, выполняющих роль садочных бассейнов, должно быть выровненным и обладать соответствующей несущей способностью. С этой целью при строительстве садочных бассейнов производят подготовку грунта: рыление, выравнивание и трамбовку (укатку). При подготовке грунтов используют автогрейдеры и самоходные катки. Для обеспечения надежного основания для солеуборочных машин на дно бассейнов в ряде случаев высаживается слой соли толщиной 10–15 см.

Площадь садочных бассейнов обычно делят временными или постоянными перемычками на секции – карты или "садки", которые, например, в Крыму имеют вид четырехугольников длиной 100–200 м и шириной 50–70 м. Устройство "садов" применяется для более равномерного распределения, устранения сильного волнения и одностороннего скопления рассола при наличии естественной покатости дна бассейна. Перемычки бассейнов обычно деревянные (из досок толщиной 20–25 мм), засыпные шириной 60–80 см с высотой над уровнем рапы 50–60 см. Перемычки в ряде случаев оборудуются разборными щитами-перегородками для проезда солеуборочных машин.

В местах перекачивания рассолов создают колодцы, соединенные с питающими или маточными канавами. Для перемещения рапы в перемычках бассейнов и в канавах устраивают шлюзы (обычно из дерева) [99].

В тех случаях, когда бассейная добычка организуется в местности, где в отдельные периоды выпадают значительные осадки или возможны лаводки, то вся бассейная система окружается специальной обводной канавой для сбора и сброса этих вод. При сочетании подходящего топографического расположения и рельефа обводная канава может одновременно служить для подачи рассола в бассейную систему. В ряде случаев вокруг бассейнов сооружают водоемы-ловушки – для улавливания и обратной перекачки рассолов в бассейн.

Выбор участков строительства бассейнов проводится с учетом целого комплекса геолого-гидравлических условий, обеспечивающих образование бассейнов от поверхностного и подземного стока. До начала строительства бассейнов проводят топографическую съемку местности и выполняют инженерно-геологические изыскания.

§2. Понятие о методах расчета полезной испаряемости и площади бассейнов

При устройстве испарительных бассейнов важным фактором является отношение величины испарения к количеству атмосферных осадков, причем величина испарения должна превышать количество выпадающих осадков за испарительный сезон. Считают, что устройство бассейнных промыслов возможно, если количество осадков не превышает 30% от величины испарения.

От условий испарения в том или ином районе зависят высота налива рассолов и площадь бассейнов различного назначения, обеспечивающая требуемую производительность промысла.

Расчет размеров бассейнов сводится к установлению соотношения между первоначальным уровнем налива (H), исходной (C_0) и конечной (C_K) концентрациями рассолов и временем (τ) при определенных величинах испарения (E) и атмосферных осадков (A). Между этими величинами имеется сложная функциональная связь:

$$C_K = f(H, C_0, \tau(E-A)).$$

Учесть эту связь наиболее просто при расчетах по методу аналогий в тех случаях, когда в районе с аналогичными климатическими условиями имеется готовая бассейнная система, перерабатывающая аналогичный исходный рассол. При этом площади работающей системы с учетом ее производительности пересчитываются на проектируемую производительность.

Метод применим при подобии климатических и физико-географических условий.

Полуэмпирический метод расчета использует величину полезной испаряемости, вычисленной для некоторой средней концентрации солей в период переработки рассолов.

В этом случае площадь бассейнов, работающих в статическом режиме, равна

$$S = \frac{V_{H_2O}}{0,001(E-A)},$$

где V_{H_2O} — объем воды, который необходимо испарить за сезон, м³; $(E-A)$ — полезная испаряемость, мм.

Испаряемость с поверхности пресного водоема вычисляется в соответствии с "Указаниями по расчету испарения с поверхности водоемов" [100] и корректируется с учетом коэффициента перехода от испарения с поверхности чистой воды к испарению с поверхности засоленного водоема.

В динамическом варианте эксплуатации бассейнного хозяйства вычисляется масса испаряемой воды с использованием формулы

$$C_{n, \text{кон}} = \frac{V_n C_n + V_{II} C_{II}}{V_{II} + V_n - M},$$

где $C_{n, \text{кон}}$ — концентрация рассола на выходе из n -го бассейна, мас. %; V_n — первоначальный объем рассола, м³; C_n — концентрация рассола на входе в n -й бассейн, мас. %; V_{II} — объем поступившего рассола, м³; M — масса испарившейся воды, т.

Расчет ведется начиная с конечного бассейна, для которого задается величина концентрации отбираемого рассола.

Точный учет всех факторов при расчетах испаряемости и площадей бассейнов весьма сложен. Поэтому промышленной эксплуатации бассейнов в ряде случаев предшествуют исследования на полупромышленных или опытных бассейнных системах. Например, при проектировании комплексной переработки рапы Большого Соленого озера фирма "Грет Солт Лайк" в течение трех лет эксплуатировала опытную бассейнную систему. Это позволило получить параметры промышленной бассейнной системы и данные для автоматизации ее работы.

Полезную испаряемость воды из рассолов можно увеличить рядом искусственных приемов, среди которых основное место занимает окрашивание рассола или поверхности, по которой движется рассол. Благодаря этому возрастает поглощение солнечной энергии.

Например, при переработке рапы Мертвого моря применяется зеленая краска, позволяющая увеличить испаряемость на 15%. Может применяться чернение дна бассейнов. В ряде случаев происходит естественное окрашивание водоемов, как например, с появлением колоний моллюсков красного цвета (бассейны Франции).

Для увеличения испаряемости в летнее время и скорости охлаждения в зимнее может быть использовано распыление рассола в воздухе. Применяться могут и такие вспомогательные гелиотехнические меры, как проточные парники-подогреватели и др.

§3. Получение в бассейнах поваренной соли

Бассейнный метод получения поваренной соли путем испарения морской воды или рассолов соляных озер хлоридного типа применяют в СССР, США, Франции, Испании, Канаде, Австралии, Италии и в других странах.

В СССР добыча садовой соли осуществляется в небольшом объеме на Геничевском месторождении, месторождении оз. Сасык-Сиваш и оз. Сиваши Восточные. Объем производства садовой соли промыслов около 100 тыс. т в год.

Получение соли ведется в две стадии. На первой в подготовительных бассейнах в летний период происходит концентрирование слабосоленой воды с образованием насыщенного по хлористому натрию раствора. Здесь же рала освобождается от механических примесей, а также от карбонатов кальция, железа и основной массы гипса. На второй

стадии в садочных бассейнах из концентрированного рассола выпадает кристаллическая поваренная соль. Уровень садочной рапы поддерживается за счет добавки насыщенного рассола из запасного бассейна. К концу испарительного сезона на дне садочного бассейна образуется пласт соли. Перед началом уборки пласта из бассейна сбрасывают остающийся маточный рассол. Это делают для устранения обратного растворения выпавшей соли. Уборку производят комбайнами или вручную. Добытая соль подается на открытые склады, где выдерживается до года для снижения содержания горьких солей магния за счет стока рапы и промывки атмосферными осадками или непосредственно после уборки очищается путем промывки насыщенными рассолами на специальных промывочных установках.

Маточный рассол путем дальнейшего упаривания может быть превращен в сырье для производства других химических продуктов.

На зиму садочные бассейны обычно заливают морской или озерной водой, которая растворяет остатки соли и предохраняет дно бассейнов от высыхания и растрескивания. Иногда этому предшествует выравнивание дна катками.

В провинции Аликанте (Испания) поваренную соль получают из морской воды Средиземного моря. Для испарения использованы две природные лагуны, одна из которых площадью 14 км² служит садочным бассейном, а другая площадью 7 км² — подготовительным. Режим работы бассейнов — статический. Сезон начинается в январе. Морская вода по каналу подается в подготовительный бассейн, где концентрируется до содержания хлористого натрия 180 г/л, после чего поступает в садочный бассейн. Садка галита начинается в апреле. После сброса маточного рассола остается слой соли толщиной 5 см, который убирается комбайнами. После промывки исходной рапой получают продукт, отвечающий первому сорту по стандартам СССР. За сезон добывается 550 тыс. т продукта.

Более современным промышленным вариантом получения садочной поваренной соли является использование системы бассейнов, работающих в динамичном проточном режиме, который повышает интенсивность испарения и концентрирования рассола. Такие системы, например, применены на солепромыслах, расположенных на юге Франции.

На одном из таких предприятий бассейны питаются рассолами от подземного растворения соляного пласта, на других используется вода Средиземного моря. Последовательно перекачивая рапу из одного испарительного бассейна в другой, достигают концентрации 260 г/л. Садочные бассейны заливаются в апреле рапой с концентрацией 260 г/л из зимнего рапохранилища. Первый слой рапы составляет 5–6 см, в дальнейшем наполнение садочных бассейнов до максимального уровня (20–25 см) производят из хранилища и испарительных бассейнов. Завершается испарительный сезон в конце сентября. После освобождения бассейнов от маточного рассола солеуборочными комбайнами производят уборку соли.

После уборки садочные бассейны заливают рапой из подготовительных бассейнов или морской водой для растворения оставшейся соли. Полученные рассолы сбрасываются в зимнее рапохранилище. В ноябре

садочные бассейны заливают на зиму морской водой, что способствует выравниванию дна. В феврале вода сбрасывается, и начинается просушивание бассейнов. В течение марта днища бассейнов просушивают, выравнивают, проглаживают, уплотняют и укатывают катками. В апреле все садочные бассейны подготавливаются к заливке.

Общее производство соли составляет 800–820 тыс. т/год.

До миллиона тонн поваренной соли в год получают в бассейнной системе вблизи Сан-Франциско (США). Каждую весну из Сан-Францисского залива в систему бассейнов перекачивают до 35 млн. м³ морской воды. Морская вода перерабатывается в пятилетнем цикле — при перекачке из бассейна в бассейн. В бассейнах живут артемия и разные водоросли, окрашивающие бассейны в яркие тона. Садка соли осуществляется слоем толщиной около 15 см, который убирается специальным самоходным комбайном полосами шириной четыре метра. Соль грузится комбайном в вагонетки. Для движения вагонеток на дне бассейна укладывается легкий рельсовый путь, который перемещают после уборки комбайном очередной полосы. Добытая соль до окончательной очистки складывается под открытым небом в буртах высотой до 30 м.

§4. Бассейные способы получения мирабилита

Физико-химической основой процесса получения мирабилита в бассейнах при зимнем вымораживании природных сульфат-натриевых рассолов является резкое уменьшение его растворимости при температуре +3 — (-5)°С.

При охлаждении предварительно сконцентрированного в испарительных бассейнах рассола последний становится пересыщенным мирабилитом. Мирабилит кристаллизуется и выпадает на дно бассейна. По окончании кристаллизации маточный раствор сбрасывают и производят уборку высаженного пласта мирабилита.

Управление процессом кристаллизации мирабилита достаточно сложно. В одних условиях может кристаллизоваться чистый мирабилит, в других — мирабилит кристаллизуется с галитом, загрязняющим продукт, или совместно с галитом и эпсомитом, делающими сырье вообще непригодным для обычной переработки. Управляют кристаллизацией мирабилита изменением температуры охлаждения рассола и концентрации в рассоле отдельных компонентов.

Получение мирабилита из сульфат-натриевых рассолов применяется в СССР (оз. Кучук), США (оз. Дейл и Овен), Канаде, Индии (штат Раджистан).

Озеро Кучук содержит концентрированную рапу, находящуюся в равновесии с донными соевыми отложениями мирабилита с примесью галита и илов. Для получения чистого мирабилита рапа озера перекачивается в естественный бассейн — оз. Селитренное, расположенное в 2,5 км от оз. Кучук. В этом бассейне площадью 4 км² при зимнем охлаждении до -12°С кристаллизуется мирабилит с небольшой примесью галита.

Для увеличения объема и глубины оз. Селитренного вокруг него в низких местах сделана дамба, позволяющая увеличить высоту налива до 7 м. Бассейн с озером связан каналом, снабженным рапонасосными станциями. По этому каналу в теплый период забирается из озера Кучук рапа, а после садки мирабилита возвращаются маточные рассолы. Для уменьшения потерь мирабилита за счет растворения в грунтовых и паводковых водах вокруг бассейна проведена обводная канава.

Благоприятные климатические условия, значительная толщина (до 1,5 м) и площадь пласта мирабилита создают условия для кристаллизации его один раз в три-четыре года. К моменту закачки рапы в оз. Селитренное в нем содержится до 20% первоначально выкристаллизовавшегося мирабилита в виде придонной подушки, обеспечивающей выработку пласта без захвата илов. Подаваемая рапа растворяет оставшийся мирабилит, при этом происходит так называемая корректировка раствора.

После садки мирабилита и сброса маточного рассола в пласте проводят дренажные каналы. Качество мирабилита на 2 и 3-й год эксплуатации пласта улучшается, так как выпадающие осадки промывают пласт и удаляют из него маточный рассол и галит.

Составы мирабилита, исходной рапы и сбросного маточного раствора приведены в табл. 35.

Таблица 35

Материал	Содержание, %						
	Na ₂ SO ₄	MgSO ₄	MgCl ₂	NaCl	CaSO ₄	Н.о.	H ₂ O
Рапа оз. Кучук (август)	6,60	-	4,40	15,26	Н.д.	-	73,74
Рапа садового бассейна (до начала садки)	8,21	-	4,15	14,51	Н.д.	-	73,13
Сбросной маточный раствор	1,85	-	1,55	8,22	Н.д.	-	88,38
Мирабилит	41,84	0,04	-	0,05	0,01	0,24	57,82

В Канаде ряд соляных месторождений, сложенных мирабилитом с примесью галита, песка и илов, разрабатывают методом подземного растворения. Рассол поступает в бассейн в летнее время и подвергается солнечному испарению до состояния насыщения сульфатом натрия. В конце испарительного сезона рассол перекачивается в садовый бассейн, в котором при зимнем охлаждении кристаллизуется слой мирабилита толщиной от 15 до 70 см. Маточный рассол сбрасывается

или возвращается для подземного растворения. Слой мирабилита дренируют; атмосферные осадки промывают его, и чистота продукта повышается.

§5. Применение бассейнных систем при комплексном извлечении солей

Бассейнная добыча с целью получения нескольких солей из смешанных соляных растворов является наиболее сложным процессом.

В мире по сложной технологии бассейнной переработки эксплуатируются межкристалльные рассолы залива Кара-Богаз-Гол, рала Большого Соленого озера (США), Мертвого моря и рассолы области Рамон (Перу). Состав рассолов этих источников представлен в табл. 36.

В настоящее время разработка минеральных ресурсов залива Кара-Богаз-Гол связана с получением сульфата натрия, хлорида натрия бишофита и эпсомита. При бассейнной переработке межкристалльных рассолов Кургузульской бухты залива в качестве первого продукта получают мирабилит за счет его выкристаллизации в зимний период. Маточный рассол из мирабилитового бассейна перекачивается в бассейн кристаллизации галита. Для производства эпсомита маточный рассол галитового бассейна разбавляется водой. Выделение эпсомита может происходить только при зимнем охлаждении маточного рассола. Остающийся хлормagneзиевый рассол подвергается солнечному испарению, в результате чего выделяются оставшееся количество NaCl, карналлит и некоторое количество сакзита (MgSO₄·6H₂O). Полученный рассол вторично подвергается вымораживанию для удаления солей кальция. Конечный хлормagneзиевый рассол содержит 27-30% MgCl₂.

Бассейнная система для переработки межкристалльных рассолов включает пять бассейнов: накопительный, мирабилитовый, галитовый, эпсомитовый, смешанной соли. Весь цикл переработки длится два года.

Большое Соленое озеро, расположенное в аридной зоне США (штат Юта), обладает огромными запасами солей, пополняемых за счет солей, приносимых грунтовыми водами. Озеро разделено дамбой на два рукава, различающихся содержанием солей в воде. Более соленый Северный рукав используется в качестве источника природного рассола. Одна из фирм, использующих этот рассол при бассейнной переработке, ставит целью извлечение по возможности чистых калийных солей.

При полном объеме производства фирма получает 10 млн. т сырых солей, при переработке которых выпускает около 1 млн. т полезных солей (K₂SO₄; Na₂SO₄; MgCl₂) и около 5 млн. т галита, из которых лишь небольшая часть (2-3%) используется. Остальное количество галита возвращается в озеро из-за отсутствия потребителя.

Бассейнная система включает 77 бассейнов общей площадью 56 км². Схема бассейнов показана на рис. 85.

Питающий рассол подается в бассейнную систему по каналу (33,7 км) из Северного рукава. Бассейны построены с таким расче-

Таблица 36

Месторождения	Содержание, г/л							
	NaCl	Na ₂ SO ₄	MgCl ₂	KCl	MgBr ₂	Na ₂ B ₄ O ₇	CaSO ₄	CaCl ₂
<u>Залив Кара-Богаз-Гол</u>								
Межкристальные рассолы	201	72,1	69,5	3,05	0,38	1,7	0,30	-
Поверхностная рапа	64,6	106,0	148,3	10,8	0,53	22,7	-	-
<u>Большое Соленое озеро</u>								
Северный рукав	240,8	49,4	64,6	17,9	0,07	-	0,78	-
Южный рукав	204,8	36,1	53,6	15,8	0,04	-	0,36	-
<u>Мертвое море</u>	87,0	-	130,0	14,5	5,00	-	1,00	37
<u>Провинция Рамон (Перу)</u>								
Рассолы	193,0	31,7	112,0	11,3	-	-	0,50	-

том, чтобы рапа проходила в основном самотеком. Помимо бассейнов имеются каналы подачи рассолов с различных стадий переработки, пресной воды в бассейны кристаллизации галита и сброса галитового рассола в Южный рукав. Рассол из Северного рукава подается в бассейн предварительного концентрирования и далее поступает в основной комплекс. Первая серия бассейнов служит дегалитизатором, в них по мере испарения воды кристаллизуется галит. Во второй серии бассейнов получают разнообразные калийные соли для последующей заводской переработки.

Другая фирма "Нэйшнел Лид Компани", перерабатывающая рассол Большого Соленого озера, построила три бассейна общей площадью 228 км² для получения сырых калийно-магниевых солей.

Мертвое море – одно из самых соленых озер в мире. Общие запасы минеральных солей в водах этого моря оцениваются в 45 млрд. т и являются практически неисчерпаемыми, так как непрерывно пополняются солями, приносимыми приточными водами.

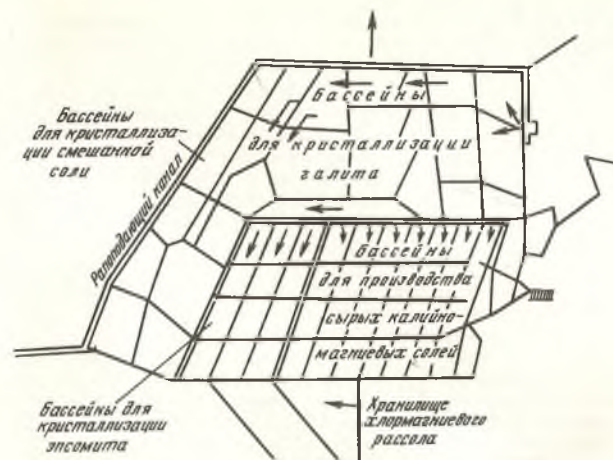


Рис.85. Схема бассейновой системы на Большом Соленом озере (рапохранилища предварительного концентрирования не показаны)

Добычу солей на Мертвом море ведут по методу бассейнизации, чему способствуют аридный климат и высокое атмосферное давление (Мертвое море расположено в пустыне на 400 м ниже уровня океана). В замкнутых бассейнах испарение под действием солнечной энергии достигает до 2 м/м² бассейна в год. Состав рапы неоднороден по глубине. Для переработки в бассейновой системе рапа отбирается с глубины 50 м. Состав перерабатываемого рассола, %: KCl – 1,45; NaCl – 8,67; MgCl₂ – 13,10; CaSO₄ – 0,10; CaCl₂ – 3,70.

Под испарительные бассейны использован мелководный прибрежный участок, отделенный от моря дамбами обвалования. Участок разделен дополнительными дамбами на отдельные бассейны. Рассол по мере испарения и садки солей перепускается самотеком из бассейна в бассейн.

6421

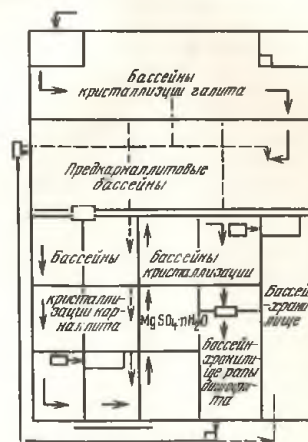


Рис.86. Схема бассейновой системы обл. Рамон (Перу)

Для ускорения испарения к рассолу добавляют зеленую краску, присутствие которой усиливает испарение примерно на 15%.

В испарительных бассейнах первой серии происходит садка гипса и галита. Затем рассол перепускают в следующий бассейн, в котором при дальнейшем испарении садится карналлит. Карналлитовую пульпу извлекают из бассейнов драгами и перекачивают на перерабатывающие установки. Оставшийся маточный раствор (шелок) частично сбрасывают в море, частично направляют на переработку для извлечения содержащихся в нем попутных продуктов.

Общая площадь бассейной системы в 1973 г. составляла 100 км². За год испаряется 60 млн. т воды и осажается до 5 млн. т галита, который в большей части не используется, и до 4 млн. т карналлита, перерабатываемого на хлорид калия.

В северо-западной части Перу в пустыне Сечура и на побережье осуществляется переработка рассола морского типа. Жаркий климат пустыни, характеризующийся дефицитом влажности, обеспечивает большую скорость испарения. Переработка ведется в бассейнах, схема которых представлена на рис.86. Из бассейна-хранилища рассол поступает в бассейны кристаллизации галита, в которых кристаллизуется 90% его исходного количества. Далее рассол, ненасыщенный по ионам калия и сульфата, поступает в серию предкарналлитовых бассейнов (первый из них служит смесителем рассола с рапой из конечного бассейна-хранилища шелочков бишофита), где метаморфизация рапы приводит к дополнительной кристаллизации галита. Затем рассол переходит в карналлитовые бассейны, где при значительном испарении воды кристаллизуется карналлит с примесью (10-12%) галита.

Маточный раствор переходит в следующие бассейны, и там кристаллизуются кристаллогидраты ($MgSO_4 \cdot n H_2O$). Оставшийся маточный рассол концентрируется благодаря солнечному испарению (до 1,35-1,36 г/см³) и представляет раствор $MgCl_2$, содержащий 36-38% основного вещества и около 3% прочих солевых примесей. Большая часть (70-75%) этого раствора возвращается на стадию метаморфизации в предкарналлитовые бассейны. Остальной раствор направляется в рапохранилище или перерабатывается на бишофит.

§6. Применение бассейных систем для переработки рассолов, получаемых при выщелачивании калийных залежей

В настоящее время известно применение бассейного метода для получения искусственного сильвинита из рассолов скважин выщелачивания калийных залежей (штат Флорида, США). Получаемый искусственный сильвинит, по составу отвечающий сырью в недрах, требует дальнейшей переработки для отделения сильвина от галита флотационным методом или перекристаллизацией.

Бассейный метод используется также на предприятии "Кейн Крик" (штат Юта, США) для солнечного испарения рассолов, получаемых подземным выщелачиванием в калийном руднике. С этой целью сооружено 23 бассейна общей площадью свыше 16 км², герметизированных пленкой ПВХ. Высаживаемый в бассейнах искусственный сильвинит собирается специальными машинами и в виде пульпы по трубам перекачивается на флотационную фабрику.

258

Для раздельной кристаллизации в бассейнах галита и сильвина и получения хлористого калия в качестве готового продукта А.Д.Пельшем для условий Туркмении разработан способ переработки хлоркалийных рассолов подземного выщелачивания. Сущность этого способа сводится к реализации двух стадий производственного процесса: летней подготовки рассола естественным испарением с выделением галита; зимней кристаллизации сильвина из заготовленного в специальном бассейне рассола.

Высокие средние температуры летних месяцев (28-32°С), малое количество выпадаемых осадков (150-300 мм в год), низкие температуры зимнего периода (-3 -7°С) делают этот способ в условиях Туркмении весьма перспективным.

В настоящее время ВНИИГом подготовлен проект опытной бассейной системы. Она предназначена для исследований условий раздельной садки галита и сильвина, определения оптимальных режимов работы бассейнов, оптимальных размеров и производительности единичного элемента бассейной системы. Планируемая продолжительность работ на опытных бассейнах - три года. При положительных результатах работ открывается возможность производства сильвина бассейным способом, минуя промежуточную стадию - вторичного получения сильвинита, а также без затрат, связанных с его заводской переработкой.

Проектом предусматривается строительство трех опытных бассейнов: буферного, галитового-испарительного и сильвинитового-садочного. Схема бассейной системы показана на рис.87.

Буферный бассейн предназначается для приема сбросного зимнего маточного рассола из сильвинитового бассейна, накопления рассола из

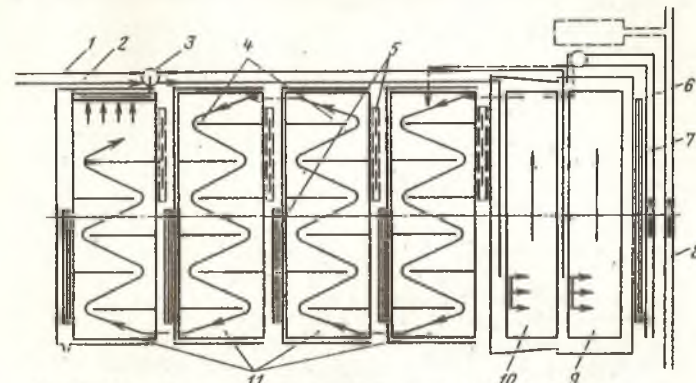


Рис.87. Схема опытной бассейной системы (по А.Д.Пельшему): 1 - водовод; 2 - рассолопровод; 3 - насосная станция; 4 - галитовые вали; 5 - прибассейные галитовые бугры; 6 - сильвинитовый бугор; 7 - ловчая канава; 8 - нагорная канава; 9 - сильвинитовый бассейн; 10 - буферный бассейн; 11 - карты галитового бассейна

скважин выщелачивания, предварительного испарения исходного рассола в летний период с доведением его до начала насыщения по галиту.

Галитовый испарительный бассейн, разделенный на четыре карты для использования динамической проточной системы, предназначен для дегалитизации рассола с доведением его до совместного насыщения по галиту и сильвию. Разрыв между картами предусматривается для формирования прибассейных бугров галита "правой" и "левой" отсыпки, осуществляемой поочередно через год.

Сильвиновый бассейн служит для получения целевого продукта — садки хлористого калия в осенне-зимний период при естественном охлаждении сбросного маточного рассола из галитового бассейна.

§7. Механизация уборки соли в бассейнах

Уборка соли в бассейнах чаще всего осуществляется самоходными или буксируемыми тракторами прицепными комбайнами. При извлечении соли из-под слоя рапы применяются драги. Выработка пластов мирабилита, имеющих значительную мощность, осуществляется с помощью экскаваторов.

В СССР при добыче каменной соли в бассейнах применяется комбайн конструкции ВПКЕСоль, снабженный специальными ножами, которые заводятся между слоем и почвой для бассейна. При движении комбайна боковые ограждающие ножи разрезают пласт соли; соль скребковым поперечным транспортом дробится и подается к передвижному телескопическому устройству. С помощью этого устройства соль через выбросной рукав поступает в вагонетки или на ленту конвейера. Ширина снимаемого пласта 3,3 м. Производительность комбайна 80–100 т/ч. Удельное давление на грунт — 0,04 МПа.

На солепромыслах Франции применяются самоходные солеборочные комбайны типа RA 280 и прицепные типа PR 250 (рис. 88). Прицепные комбайны используются в небольших по площади и неправильных по форме бассейнах в сочетании с самоходными вагонетками или автосамосвалами емкостью до 10 м³ на пневмоходу, которые транспортируют соль к приемному узлу промысловой установки. Длина комбайна PR 250 6,1 м, ширина 3,65 м (с загрузочным устройством — 6,56 м), высота 3,4 м. Масса комбайна около 9 т. Комбайн обеспечивает возможность уборки слоя соли толщиной 12 см на участке шириной 2,5 м. Производительность комбайна до 700 т/ч. Комбайн PR 250 оборудован скребковым элеватором из 4-х отдельных линий подачи и загрузочно-разгрузочным устройством, установленными перпендикулярно к продольной оси комбайна. Положение рабочего органа регулируется домкратами. Допустимые нагрузки на грунт бассейнов до 0,06–0,08 МПа.

Самоходный комбайн RA 280 смонтирован на базе гусеничного трактора мощностью 88 кВт и имеет производительность до 400 т/ч. Ширина рабочего органа комбайна 2,8 м, максимальная толщина убираемого слоя соли 0,3 м. Масса порядка 26 т, давление на почву около 0,05 МПа.



Рис. 88. Уборка соли в бассейнах прицепным комбайном PR 250

Рабочий орган комбайна (жесткая лопата), выполненный в виде ящичного скрепера, захватывает соль, срезаемую скребком. Соль направляющими винтами подается к нижней части ковшевого элеватора; с помощью элеватора соль направляется в разгрузочное устройство. Угол наклона рабочего органа и глубина проходки регулируются. Комбайн может использоваться в качестве бульдозера или для транспортирования соли, хранимой навалом.

При движении вдоль самоходных ленточных конвейеров (на гусеничном ходу) солекомбайн осуществляет непрерывную подачу соли, которая последовательно поступает с ленты одного конвейера на другой. При помощи крайнего наклонного конвейера с длинной стрелой (укладчика) осуществляется складирование соли в бурты вдоль берега бассейна.

Самоходные скреперные погрузчики применяются и на солепромыслах США. В бассейнах предприятия "Кейн Крик" при использовании скреперов глубина выемки соли регулируется домкратами и контролируется лазерным лучом. При таком контроле исключается внедрение скрепера в слой соли, оставляемый на дне бассейна для защиты изолирующей пленки. Обычно в работе используются два скрепера. Один, контролируемый лучом лазера, осуществляет уборку соли и укладку ее в штабель. Другой, не контролируемый лазером, грузит соль из штабеля и транспортирует ее к дробилкам. Уборка осуществляется полосами, отвечающими ширине рабочего органа. Полосы убирают через одну с тем, чтобы колеса скрепера находились на одном уровне. Неубранные полосы убираются во вторую очередь. Скреперные погрузчики оборудованы специальными шинами, обеспечивающими малое давление на грунт. Вес скрепера без груза около 40 т.

Лазеры, контролирующие работу скреперов, устанавливаются на дне бассейна в специальных бетонных трубах диаметром 90 см с отверстиями для луча.

В бассейнах Сан-Франциско фирмы слой соли - 15 см срезается специальными комбайнами полосами шириной 4 м. Погрузка соли производится в вагонетки, перемешаемые дизелевозами параллельно движению комбайна по легкому рельсовому пути, укладываемому прямо на соль. Передвижка путей осуществляется специально оборудованными легкими тракторами на пневмоходу.

При уборке мирабилита на отечественных промыслах применяют экскаваторы. Сбор обезвоженного сульфата (при слое 1-2 мм) осуществляется уборочной машиной СМ-2Р с круглой вращающейся щеткой (система И.О.Волкова). Сульфатоборочная машина СМ-2Р работает на прицепе с трактором типа Т-40М. Машина за один час производит обработку 8 тыс. м² поверхности пласта, убирая до 6 т сульфата натрия. Собранный в бункер машины соль транспортируется и разгружается навалом в специальные контейнеры.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Иванов А.А., Воронова М.Л. Геологические формации. М., Недра, 1972.
2. Гроховский Л.М. Озерные месторождения солей, их изучение и промышленная оценка. М., Недра, 1972.
3. Поваренная соль и ее растворы. Справочник. Л., Химия, 1970.
4. Шихеева Л.В., Зырянков В.В. Сульфат натрия. Свойства и производство. Л., Химия, 1978.
5. Инструкция по применению классификации запасов к месторождениям ископаемых солей. М., Госгеолтехиздат, 1962.
6. Инструкция по применению классификации запасов к озерным месторождениям солей. М., Госгеолтехиздат, 1961.
7. Медведев И.И., Полянина Г.Д. Газовыделения на калийных рудниках. М., Недра, 1974.
8. Проскуряков Н.М., Фомина В.Д., Рожков В.К. Газодинамические явления на Солигорских рудниках. Минск, Польша, 1974.
9. Проскуряков Н.М., Пермяков Р.С., Черников А.К. Физико-механические свойства соляных пород. Л., Недра, 1973.
10. Каратыгин Е.П. Температурный режим рассольных скважин. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1975.
11. Справочник экспериментальных данных по растворимости многокомпонентных водно-солевых систем. Т. 3, Госхимиздат, 1961, с. 1460-2111; Т. 4, Госхимиздат, 1963, с. 2390-2564.
12. Эрохи Л.Л. Метод расчета плотности сложных солевых растворов. - Тр. ВНИИГ. Вып. 30, 1959, с. 16-36.
13. Эрохи Л.Л. Вязкость растворов системы $Na^+K^+Cl^- - SO_4^{2-}H_2O$. - Тр. ВНИИГ. Вып. 30, 1959, с. 113-131.
14. Справочник химика. Т. 3, М., Химия, 1964.
15. Робинсон Р.А., Стокс Р.Х. Растворы электролитов. М., ИЛ, 1963.
16. Андреев А.Н. Разработка калийных и каменносоляных месторождений. Ч. 1. М., Госхимиздат, 1953.
17. Шокин Ю.П. Анализ проницаемости калийных рудников ГДР и ФРГ подземными водами и рассолами. - Тр. ВНИИГ. Вып. 51, 1969, с. 22-40.
18. Козлов С.С., Швецов Г.И., Парфенов А.П. Гидроизоляция участка штрека на Стебниковском калийном комбинате. - Шахтное строительство, 1974, № 2, с. 20-20.
19. Андреев А.Н. Разработка калийных месторождений. М., Недра, 1966.
20. Андреев А.Н. Гидрогеологические и горнотехнические условия и методы вскрытия калийных месторождений. - Тр. ВНИИГ. Вып. 65, 1973, с. 3-80.
21. Сивоконь Е.П. Исследования влияния закладки на устойчивость междукамерных пород калийных рудников. Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Л., 1968.

22. Методические указания по выбору мер охраны для существующих, строящихся и проектируемых объектов на территориях, подрабатываемых калийными рудниками. Л., ВНИИГ, 1976.
23. Методические рекомендации по проектированию зданий и сооружений на подрабатываемых территориях калийных месторождений. Киев, НИИСК Госстроя СССР, 1976.
24. Медведев И.И. Проветривание калийных рудников. М., Недра, 1970.
25. Шатов В.П. Исследование газопроявлений и газовый режим на Верхнекамских калийных рудниках. Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Свердловск, 1966.
26. Алимов О.Д., Старков Л.И., Мухин И.Д. Механизация буровых работ в калийных рудниках. М., Недра, 1975.
27. Зильбершмидт В.Г., Синопальников К.Г., Полянина Г.Д. Технология подземной разработки калийных руд. М., Недра, 1977.
28. Пинский В.Л., Соболев А.В. Отраслевая методика расчета производительности очистных и проходческих комплексов, включающих комбайн и средства самоходного транспорта в условиях калийных рудников. Л., ВНИИГ, 1972.
29. Пермяков Р.С., Житков Э.Ф. Камерная система разработки с плавным опусканием кровли на калийных рудниках. - Горный журнал, 1972, № 5, с. 33-35.
30. Система разработки калийного пласта с обрушением кровли на солигорском руднике/Р.С.Пермяков, В.А.Сорокин, Т.Е.Денкевич и др. - Горный журнал, 1973, № 10, с. 29-31.
31. Взаимодействие гидромеханизированной крепи и боковых пород в лавах при двухслойной выемке второго пласта Старобинского месторождения/Р.С.Пермяков, В.А.Сорокин, Т.Е.Денкевич и др. - Геф. инф. Сер. "Калийная промышленность", М., НИИТЭХИМ, 1973, вып. 5, с. 33-38.
32. Карраско Г.Ж., Чельди Т.Б. Эксперименты в полностью механизированной лаве со среднесуточной нагрузкой 2000 т. - В кн.: Материалы IX Всемирного горного конгресса. Дюссельдорф, 1976, с. 48-56.
33. Зайцев М.М., Ромоданов Б.И., Синькевич Н.А. Системы разработки калийных месторождений. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1974.
34. Костеллс К. Калийная и соляная промышленность Испании. - Глюкауф, 1977, № 3, с. 19-30.
35. Dewey I.R., Amon I.P. Longwall mining of Trono. - Mining congress Journal, 1976, № 12.
36. Пермяков Р.С., Проскураков Н.М. Внезапные выбросы соли и газа. Л., Недра, 1972.
37. Временная инструкция по безопасной отработке пластов опасных по газодинамическим явлениям на Верхнекамских калийных рудниках. Л., ВНИИГ, 1978.
38. Gimm W., Siegm undt M. Internationaler stand und Entwicklungstendenzen bei verlustarwen Abbauverfahren im Kalibergbau. - "Neue Bergbautechnik", 1975, 51, II, 11, 828-835.
39. Васильева С.И., Галкин В.Ф., Тархов Е.Н. Геофизическая интроскопия поверхностной толщи в ходе ее подработки на Старобинском месторождении. - В кн.: Сдвигание земной поверхности и толщ на калийных месторождениях. Л., ВНИИГ, 1977, с. 100-106.
40. Лолушьян А.Г. Исследование гидромеханических процессов глинисто-мергельной толщ при разработке пластов калийных солей Старобинского месторождения системами с обрушением кровли (применительно к условиям IV шактного поля). Автореф. дис. ... канд. техн. наук, Л., 1979.
41. Ротыкин С.М., Алексеевко Е.Я. Охрана природы от воздействия отходов калийных производств в СССР и за рубежом. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1976.
42. Ротыкин С.М., Равич И.И. Перспективы подземного сброса в калийной промышленности. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1975.
43. Строительство скважин подземного выщелачивания солей/П.С.Бобко, В.С.Романов, Г.Г.Идов и др. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1976.
44. Бобко П.С., Однопозов В.Л. К вопросу применения битума в качестве тампонажного материала в рассолодобывающих скважинах. - Тр. ВНИИГ, Вып. 53, 1967, с. 248-262.
45. Инструкция по консервации и ликвидации рассольных скважин. Л., ВНИИГ, 1973.
46. Патрунова Л.Н. Новое в исследовании подземного растворения солей. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1979.
47. Однопозов В.Л. Гидрогеологические условия и интенсификация подземного выщелачивания Ново-Карфагенского месторождения каменной соли. Автореф. дис. ... канд. техн. наук, Л., 1974.
48. Интенсификация процесса подземного выщелачивания соляных месторождений/Ю.А.Богданов, Е.П.Каратыгин, А.Г.Кошкин и др. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". Вып. 2, Л., ВНИИГ, 1970.
49. Бобко П.С. Решение проблемы рассолодобычи на Мировском месторождении каменной соли (Болгария). - Тр. ВНИИГ, Вып. 35, 1959, с. 365-384.
50. Dodaru M., De' ma V., Bădescu, I., Opris C., si Lungu N., Revista Minelor, 1967, vol. 18, № 9, 412-416 (I); № 10, 434-440 (II).
51. Чекки Д., Мартина Э. Разработка месторождения соли в Тимпа Дель Сальто (Калабрия, Италия) выщелачиванием. - В кн.: Материалы IX Всемирного горного конгресса, Дюссельдорф, 1976, с. 1-8.
52. Бобко А.С. Методы подземного выщелачивания соляных залежей. - Тр. ВНИИГ, Вып. 56, 1972, с. 146-176.
53. Корчагина Е.Н. Моделирование доработки запасов междука-

мерных целиков при подключении камер скважин к камерам выщелачивания. - В кн.: Совершенствование технологии подземного выщелачивания солей. Л., ВНИИГ, 1977, с. 31-38.

54. Франк-Каменецкий Д.А. Диффузия и теплопередача в химической кинетике. М., Наука, 1967.

55. Здановский А.Б. Кинетика растворения солей в условиях вынужденной конвекции. - Тр. ВНИИГ. Вып. 33, 1956.

56. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя. М., Наука, 1974.

57. Абрамович Г.Н. Теория турбулентных струй. М., Физматгиз, 1960.

58. Елицев Б.Т. Техническая гидродинамика. М., Машиностроение, 1978.

59. Тарнопольский М.Д. Распространение веерной струи в ограниченном пространстве. - ИФЖ, Т. 12, 1967, № 1, с. 20-25.

60. Устройства для создания направленных подземных выработок через скважины/В.Ф.Реутский, В.А.Яценко, А.Д.Молчанов и др. - Обз. инф. Сер. "Сера и серная промышленность". М., НИИТЭХИМ, 1979.

61. Царенков Ю.В. Исследование технологии формообразования подземных камер и растворения каменной соли радиально направленными струями растворителя. Автореф. дис. ... канд. техн. наук. М., 1975.

62. Аксельруд Г.А. К вопросу о кинетике растворения твердого тела в условиях естественной конвекции. - ЖФХ, Т. 28, 1954, вып. 12, с. 2107-2115.

63. Бельды М.П. О кинетике растворения солей в условиях свободной конвекции. - В кн.: Тезисы докладов Юбилейной научно-технической конференции молодых ученых Ленинграда по химической технике 17 апреля 1968 г. Л., Химия, с. 7-8.

64. Леонтьев А.И., Кирдяшкин А.Г. Теплообмен при свободной конвекции в горизонтальных щелях и большом объеме над горизонтальной поверхностью. - ИФЖ, Т. 9, 1965, № 1, с. 9-14.

65. Древинг В.П., Калашников Е.А. Правило фаз. М., МГУ, 1964.

66. Бобко П.С., Романов В.С., Кононова А.Г. Гидродинамика камер подземного выщелачивания. М., НИИТЭХИМ, 1978.

67. Поздняков А.Г. Определение концентрации рассола, получаемого при размыве подземных камер. - В кн.: Труды ВНИИПромгаз. М., Недра, 1965, вып. 1, с. 26-33.

68. Шахов Ю.А., Бельды М.П. Математическое описание процессов подземного выщелачивания солей. - В кн.: Материалы Всесоюзной научно-технической конференции молодых геологов 27-29 мая 1969 г. Л., Химия, 1969, с. 130-132.

69. Дудко П.М. Подземное выщелачивание солей. М., Недра, 1972.

70. Глухов Б.П. О производительности камер выщелачивания. - Обз. инф. Сер. "Калийная промышленность". М., НИИТЭХИМ, 1974, вып. 6, с. 32-35.

71. Ручнова А.Г. К выбору жидких нерастворителей. - В кн.:

Совершенствование технологии подземного выщелачивания солей. Л., ВНИИГ, 1977, с. 53-56.

72. Новые в выщелачивании каменной соли/И.И.Быков, Б.П.Глухов, Ю.Р.Лавданов и др. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1975.

73. Дистанционный емкостный сигнализатор уровня нерастворителя/В.П.Сороко, И.И.Быков, М.П.Немков и др. - В кн.: Совершенствование технологии подземного выщелачивания солей. Л., ВНИИГ, 1977, с. 45-53.

74. Звуколокационная съемка горных выработок/Д.А.Казаковский, А.А.Гурач, Г.А.Кротов и др. М., Недра, 1973.

75. Симонов В.А. Исследование параметров системы разработки слоистых залежей каменных солей при подземном выщелачивании через скважины с поверхности. Автореф. дис. ... канд. техн. наук. Л., 1976.

76. Иванцов О.М. Хранение сжиженных углеводородных газов. М., Недра, 1973.

77. Бобко П.С., Романов В.С. Возможности кооперации рассолодобычи с подземным хранением в камерах выщелачивания рассолопромыслов. - В кн.: Совершенствование технологии подземного выщелачивания солей. Л., ВНИИГ, 1977, с. 23-31.

78. Патент США 3606466.

79. Технологическая схема установки подземной очистки рассола/Н.У.Казаков, В.А.Резников, Н.И.Соколова и др. - Тр. ВНИИГ. Вып. 66, 1974, с. 81-85.

80. Опыт подземной очистки рассола/М.П.Бельды, Л.А.Филопенко, Е.А.Свириденко и др. - В кн.: Совершенствование технологии подземного выщелачивания солей. Л., ВНИИГ, с. 14-23.

81. Патент СРР 51342.

82. Патент СРР 52066.

83. Патент Великобритании 3172845.

84. Патент США 3914945.

85. А.с. 406801 [СССР]. Способ получения рассолов/Авт. изобрет. Я.Е.Махновский, А.Н.Новиков, В.А.Присяжнюк. - Заявл. 24.12.1971, № 1729429/23-26; опубли. в Б.И., 1973, № 47.

86. А.с. 322311 [СССР]. Способ получения выварочной соли/Авт. изобрет. А.Д.Пельш, С.И.Вайновский. - Заявл. 2.08.69, № 1356275/23-26, опубли. в Б.И., 1971, № 36.

87. Бобко П.С. Перспективы применения подземного выщелачивания сильвинитов в калийной промышленности. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1973.

88. Taylor I.B., Hunt M.R., Despaull G.I. and Agyako A.H. - Canad. J. of Chem. Engineering, 1967, vol.45, № 2, April, 105-109.

89. Глухов Б.П., Пермяков Р.С., Романов В.С. Разработка калийных месторождений подземным выщелачиванием. - Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1974.

90. Husband W.H.W. - Soc. of Mining Engineers, AIME, Transactions, 1971, June, vol. 250, p. 141-149.

91. Davis J.G., D'Arcy Shock A. — Mining Engineering, 1970, vol.22, № 7, p.106–109.

92. Jackson D. — E/MJ, 1973, 174, July, p.59–69.

93. Muller D. Bergakademic, 1970, 22, № 7, 432–433.

94. Патент ФРГ 1288538.

95. Резников В.А. Перспективы разработки комплексного использования и переработки залежей бишофита. — Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1976.

96. Бобко П.С., Кривоусов А.Я., Узембло В.В. Проблема открытых разработок калийных месторождений. — Тр. ВНИИГ, Вып. 53, 1967, с. 93–112.

97. Пермяков Р.С., Кривоусов А.Я. Возможности применения открытого способа разработки на калийных и каменносоляных месторождениях. — Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1972, № 4, с. 63–69.

98. Шихеева Л.В., Зырьянов В.В. Бассейные методы переработки рассолов. — Обз. инф. Сер. "Развитие калийной промышленности". М., НИИТЭХИМ, 1975.

99. Здановский А.Б. Галургия. Л., Химия, 1972.

100. Указания по расчету испаряемости с поверхности водоемов. Л., Гидрометеиздат, 1969.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение	4
Часть первая' Общие сведения о природных солях и способах их добычи	
Глава I. Минерально-сырьевая база добычи солей	6
§ 1. Минералы и породы соляных месторождений	6
§ 2. Типы месторождений солей	8
§ 3. Требования промышленности к соляным месторождениям	17
Глава II. Основные свойства солей и рассолов	19
§ 1. Физико-механические свойства соляных пород	19
§ 2. Тепловые свойства соляных пород	23
§ 3. Краткие сведения о растворимости солей и свойствах рассолов	24
Глава III. Способы добычи солей и рассолов	32
§ 1. Классификация способов добычи солей и рассолов	33
§ 2. Особенности организации добычи солей	37
Часть вторая' Технология шахтной разработки солей	
Глава I. Особенности шахтной разработки солей	39
§ 1. Опасность проникновения воды и рассолов в соляные рудники	39
§ 2. Вскрытие соляных месторождений	44
§ 3. Особенности проявлений горного давления	47
§ 4. Газопроявления при разработке калийных и каменносоляных месторождений	51
Глава II. Производственные процессы очистной выемки	54
§ 1. Буровзрывная отбойка руды	54
§ 2. Механические способы отбойки соляных пород	76
§ 3. Погрузка и доставка руды	88
§ 4. Управление горным давлением	106
Глава III. Системы разработки соляных месторождений	113
§ 1. Камерные системы разработки с жестким поддержанием кровли	114
§ 2. Камерная система разработки с управлением кровли плавным опусканием на податливых целиках	121
§ 3. Системы разработки длинными очистными забоями с обрушением кровли	126
Глава IV. Газодинамические явления на калийных рудниках	131
§ 1. Классификация газодинамических явлений	131
§ 2. Современные представления о причинах и механизме внезапных выбросов соли и газа	133
§ 3. Прогноз газодинамических явлений	135
§ 4. Защитные мероприятия при отработке выбросоопасных пластов	138
	269

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Глава V Снижение потерь и охрана природы при добыче калийных солей	141
§ 1. Расширение условий применения систем разработки с обрушением кровли	141
§ 2. Борьба с засолением почв и водоемов	143
Часть третья: Технология добычи солей растворением через буровые скважины	
Глава I Скважины подземного растворения солей	151
§ 1. Типы рассолодобычных скважин и требования к ним	153
§ 2. Конструирование и строительство скважин	154
§ 3. Особенности эксплуатации скважин	162
Глава II Способы эксплуатации скважин	165
§ 1. Подготовительный размыв скважин	165
§ 2. Эксплуатация индивидуальных скважин	171
§ 3. Эксплуатация взаимодействующих скважин	175
Глава III Контроль и управление процессом подземного растворения солей	179
§ 1. Особенности процесса растворения солей через скважины	179
§ 2. Расчеты параметров процесса растворения	189
§ 3. Управление процессом с помощью нерастворителя	193
§ 4. Контроль уровня нерастворителя в камерах	196
§ 5. Контроль параметров камер	201
§ 6. Контроль технологических режимов работы скважин	203
Глава IV Системы разработки и их параметры	204
§ 1. Системы разработки	204
§ 2. Параметры систем разработки	209
§ 3. Потери запасов при добыче	215
Глава V Использование камер подземного растворения солей в промышленных целях	217
§ 1. Подземное хранение в камерах газов и нефтепродуктов	217
§ 2. Очистка рассолов в камерах	221
§ 3. Размещение в камеры отходов химических производств	224
Глава VI Перспективы применения подземного растворения для добычи калийно-магниевых солей	227
§ 1. Подземное растворение залежей сильвинита	227
§ 2. Разработка месторождений карналлита	236
§ 3. Подземное растворение бишофита	237
Часть четвертая. Добыча соли открытым способом и в бассейнах	
Глава I Открытый способ разработки соляных месторождений	240
§ 1. Добыча месторождений ископаемой соли открытым способом	240
§ 2. Добыча озерной соли	244

	Стр.
Глава II Добыча бассейной соли	247
§ 1. Бассейнное хозяйство	248
§ 2. Понятие о методах расчета полезной испаряемости и площади бассейнов	251
§ 3. Получение в бассейнах поваренной соли	252
§ 4. Бассейнные способы получения мирабилита	254
§ 5. Применение бассейнных систем при комплексном извлечении солей	256
§ 6. Применение бассейнных систем для переработки рассолов, получаемых при выщелачивании калийных залежей	259
§ 7. Механизмы уборки соли в бассейнах	261
Список литературы	264

Рудольф Сергеевич Пермяков
Виктор Сергеевич Романов
Михаил Петрович Бельды

ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ СОЛЕЙ

Редактор издательства М.В.Чуваева
Обложка художника И.Н. Путькова
Художественный редактор О.Н.Зайцева
Технический редактор Л.С.Гладкова
Корректор А.А.Сюбаева
ИБ3398

Сдано в набор 21.10.80 Подписано в печать 12.09.80 Т-17353
Формат 80x90 1/16 Бумага писчая № 1 Печать офсетная
Усл. печ.л. 20,44 Уч.-изд.л. 17,0 Тираж 2100 экз.
Заказ 8421/7926-10 Цена 1р.10к.

Издательство "Недра", 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд,
1/19

Производственно-издательский комбинат ВИНТИ И
Люберцы, Октябрьский проспект. 403