



УДК 631:574

М. Аль-Фараби, Р.А. Казова, Б.К. Нурабаев, С.Ж. Ирюков, А.С. Нуркеев
КазНТУ, г. Алматы

ВОЗДЕЙСТВИЕ ЖАНАОЗЕНЬСКОГО НЕФТЕГАЗОВОГО КОМПЛЕКСА НА ПОЧВУ

Антропогенная деградация и опустынивание территории широко распространено на производственных площадях нефтегазопромыслов, вдоль линий нефтегазопроводов и коммуникаций, участках геофизического бурения и связано с техногенными перегрузками, аварийным фонтанированием скважин, повреждением нефтегазопроводов, сбросом на поверхность минерализованных промысловых вод и химреагентов. Территория Жанаозенского нефтегазового комплекса оказалась в настоящее время одной из самых сильно экологически деградированных регионов Мангистауской области. Они связаны: а) с аномально высоким пластовым давлением нефти (800-1000 атмосфер и более) и агрессивными свойствами углеводородного сырья (высокое содержание парафина, сероводорода, серы и др.); б) применением на промыслах техники высокой грузоподъемности и нагрузки на почву; в) низким качеством устаревшего технологического оборудования и высокой степенью их аварийности; г) низкой буферностью природных ландшафтов к антропогенным нагрузкам.

Основными природными причинами, создающими предпосылки для деградации и опустынивания территории, здесь являются: равнинный рельеф, высокая степень аридности климата, засоление, карбонатность, бесструктурность и малая мощность мелкоземистой толщи пустынных почв, близкое залегание к поверхности плиты сарматских известняков. По климатическим условиям рассматриваемая территория расположена в пустынной зоне и характеризуется высокими радиационным балансом (34-36 к/кал.см) и температурным фоном (средняя годовая температура 9,2-11,8 °С, табл. 2), которая усугубляется глобальным потеплением климата планеты в последние десятилетия. Характерны контрастный гидротермический режим, выраженная сезонная ритмичность атмосферных явлений, длинный вегетационный (180-200 дней) и безморозный (190-219 дней) периоды и высокая испаряемость (1000-1200 мм в год). Лето сухое, очень жаркое (июль 26...28 °С, максимум 47 °С), зима непродолжительная, умеренно-холодная (январь -3...-5 °С, минимум -41 °С) с неустойчивым снежным покровом, сильными ветрами и гололедными явлениями. В теплый период года здесь господствуют сухие туранские и иранские воздушные массы, зимой - холодные арктические, формирующие резко континентальный сухой климат, свойственный внутриматериковым пустыням суббореального пояса. Влажные атлантические воздушные массы поступают сильно трансформированными и благодаря равнинности рельефа оказывают весьма слабое влияние на увлажнение территории. Поэтому годовое количество осадков составляет всего 100-120 мм с весенним максимумом выпадения (30-36 % годового) при средней относительной влажности 54-66 %. Гидротермический коэффициент не превышает 0,2, что указывает на очень неблагоприятные условия увлажнения территории.

В весенний период с суммой положительных температур выше 5 °С 4000-4400 °С выпадает 29-36 % годового количества осадков, что вместе с зимними запасами влаги обес-

печивает слабо выраженный промывной режим почвы. Это создает необходимые предпосылки для проявления биохимических и почвообразовательных процессов и развития растительного покрова.

Период летнего биологического покоя с температурой воздуха выше 15 °С, суммой годовых осадков 16-24 % и влажностью почвы ниже влаги завядания удерживается от 140 до 160 дней. При этом высокие температуры воздуха (до 30°С и более) и почвы (до 60-70°С) резко снижают или ведут к временной консервации почвообразовательного процесса.

Осенний период с температурой воздуха от 15 до 5 °С непродолжительный, выпадает 20-22 % годовых осадков, что после сухого лета не создает условий для вегетации растений и развития почвообразовательного процесса.

Зимний период обычно непродолжительный и характеризуется частыми оттепелями. Основные климатические показатели изучены методами эколого-химического анализа с отбором проб в соответствии с РНД 03.3.0.4.01-96.

В табл. 1 дана сводка климатических характеристик региона.

Биологически активный период жизни составляет 120-130 дней при сумме эффективных температур выше 10°С 4000-4400°С. В этих условиях средние многолетние запасы продуктивной влаги в почве в слое 0-50 см в марте составляют 42-62 мм, апреле -38-49, мае - 17-38, июне - 9-14, июле -11-18, августе - 5-10 и сентябре - 0 /16/. Диапазон активной (продуктивной) влаги в слое 0-20 см составляет всего 39,7 мм, слое 0-50 см – 104,3 и слое 0-100 см – 165,2, что указывает на крайне напряженный режим почвенной влаги в течение всего года, особенно в летне-осенний период.

Таблица 1

Климатические показатели региона [2]

Основные климатические показатели	Метеостанции				
	Александр-Бай	Кендерли	Коса-Ода	Дукен	Аккудук
Средняя температура, °С					
годовая	11,2	11,6	11,8	9,2	11,4
января	-2,9	-3,1	-2,6	-7,8	-5,5
июля	25,4	26,6	25,5	26,8	28,6
Сумма положительных температур, °С					
выше 0	4485	4448	4475	4061	4485
выше 5	4389	4330	4349	3981	4389
выше 10	4126	4026	4030	3728	4126
безморозный	206	208	219	168	190
0	286	282	294	263	264
5	235	236	242	218	227
10	195	196	199	179	192
Годовое количество осадков, мм					
% от годового количества:					
зимой	115	92	107	141	121
весной	29	26	30	23	26
летом	29	36	34	34	33
осенью	24	16	16	22	23
	28	22	20	21	18
Осадки за холодный период, мм	58	39	55	56	48
Осадки за теплый период, мм	57	53	52	85	73
Гидротермический коэффициент (Селянинова) за период с температурой выше 0 °С	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
Скорость ветра, м/сек (год)	6,0-6,5	-	3,3-5,0	3,6-4,6	2,6-3,2
Зимы с неустойчивым снежным					

покровом, %	83	53	96	42	53
Средняя годовая относительная влажность воздуха, %	66	64	66	61	54

Таким образом, наиболее активный биологический период на Мангышлаке приходится в основном на короткую весну. Длительное время биохимические и почвообразовательные процессы находятся в состоянии консервации или проявляются слабо, что определяет сжатые сроки вегетации пустынной растительности и низкую их общую продуктивность. В этих условиях биологическая мелиорация и рекультивация нефтезагрязненных и техногенно нарушенных земель нефтепромыслов может быть успешной только в условиях дополнительного увлажнения почв за счет полива пресными водами при рациональной агротехнике и использовании адаптированных к местным условиям видов растений.

По характеру рельефа равнинный Мангышлак представляет собой аридно-денудационное столовое плато, бронированное сарматскими известняками. Абсолютная высота равнины постепенно снижается с севера на юг – от 300 м вблизи горного Мангышлака до 160 м - Кендерли-Каясанского плато. Особенностью рельефа этой территории является наличие на поверхности слабо волнистой равнины бесточных плоских замкнутых котловин различных размеров, с глубины везде обрамленных по периферии крутыми обрывистыми склонами-чинками высотой до 100-150 м. Происхождение котловин связывается в основном с карстовыми процессами. Наиболее крупными впадинами здесь являются котловины Каунды, Озен, Жазгурлы и др., из них впадина Карагие площадью 80 км² имеет отметку минус 132 м – самую низкую на территории Республики Казахстан. Днища котловин чаще всего заняты соровыми солончаками.

В юго-восточной части равнинного Мангышлака выделяется крупный Карын-Ярыкский прогиб с абсолютной высотой минус 70 м. Это древний залив Каспийского моря, сложенный плащом сильно засоленных песчано-глинистых отложений морских трансгрессии. Длительная эоловая переработка отложений привела к формированию на поверхности прогиба массива бугристо-грядовых песков, чередующихся с котловинами соров. Пески мелкозернистые, кварцевые, местами перевеваются ветром, образуя подвижные барханы и бугры.

В качестве почвообразующих пород здесь принимают участие продукты выветривания осадочных пород. В основном это элювиально-долювиальные (на высоких равнинах), озерно-морские хемогенные (в бесточных впадинах и котловинах) и эоловые (в песчаных массивах) четвертичные отложения. Они характеризуются пылевато-суглинистым, глинистым, супесчаным и песчаным механическим составом. Почвообразующие породы отличаются высокой карбонатностью (СО₂ - 10-20 %), песчано-пылеватым составом, засолены в разной степени сульфатами и хлоридами, что характеризует их легко податливыми разрушению при техногенных нагрузках. Частицы почвы диаметром менее 1 мм считаются эрозионно-опасными, особенно опасны частицы размером 0,1-0,5 мм, которые при движении ветром создают «лавинный эффект». При этом пылеватые частицы (0,05-0,001 мм), которые преобладают в почвах рассматриваемой территории, при скорости ветра 6 м/с могут переноситься воздушным потоком на расстояния от 4 до 10 тыс. км [1].

Особенностью почвообразующих пород рассматриваемой территории является также малая мощность мелкоземистой толщи (0,5-2,0 м), подстилаемых плитой сарматских известняков и доломитов. Исследования показывают (табл. 1), что известковистый ракушечник представлен здесь почти чистой известью (СаСО₃ 45,9 % на поверхности почвы, 97,3 - породе) с очень низким содержанием (1,2 %) кластических (обломочных) пород. На

доломитовом мергеле эти показатели соответственно равны CaCO_3 8,0-25,2 %, кластический материал - 59,1, то есть здесь кластический материал составляет почти 60 %, а растворимая часть образована смесью магнезии и извести в соотношении 1:1,6. Таким образом, данные показывают, что вещественный состав поверхностных отложений материнских пород почв формировался в фациальных условиях морского и озерно-лагунного режима (табл. 2).

Таблица 2
Вещественный состав растворимой в HCl части почв на элюви карбонатных пород, % на

Раствори- мая часть, %	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	K_2O	Na_2O	CaO	MgO	SO_3	CO_2	Гипс	CaCO_3	MgCO_3
Почва на известковом ракушечнике												
46,9	0,40	0,30	0,12	0,07	0,16	25,84	0,73	0,24	19,0	0,30	45,9	1,4
63,4	0,18	0,20	0,09	0,02	0,23	34,30	0,66	0,22	27,5	0,53	60,9	1,4
80,6	0,41	0,26	0,09	0,01	0,20	43,00	1,08	1,33	34,2	2,78	75,1	2,2
87,1	0,20	0,27	0,10	0,01	0,24	47,32	0,76	0,84	37,4	2,00	83,3	1,6
90,7	0,11	0,22	0,07	0,01	0,25	50,00	0,34	0,34	39,4	1,05	88,7	0,7
98,4	0,04	0,13	0,04	0,008	0,12	54,70	0,15	0,26	43,0	0,40	97,3	0,3
Почва на доломитовом мергеле												
10,5	0,33	0,34	0,06	0,09	0,03	4,53	0,78	0,04	4,3	0,15	8,0	1,6
13,1	0,21	0,20	0,02	0,09	0,02	5,84	0,80	0,03	5,6	0,16	10,4	1,6
15,2	0,21	0,25	0,03	0,08	0,04	6,45	1,51	0,04	6,6	0,15	11,4	3,1
22,2	0,19	0,20	0,05	0,06	0,07	8,24	3,28	0,06	10,0	0,21	14,6	6,9
42,7	0,20	0,07	0,06	0,01	0,10	14,08	7,85	0,20	19,5	0,34	25,2	15,4

Глубина, см	Нераствори-мый остаток, %
0-12	51,7
12-30	35,9
30-45	19,7
45-70	12,6
70-90	9,8
90-100	1,2
0-5	89,6
5-20	87,1
20-40	85,0
40-60	78,9
60-75	59,1

Генезис и литология почвообразующих пород определяют многие экологически важные признаки и свойства ландшафта и почв и зачастую нивелируют влияние зональных биоклиматических условий.

На территории равнинного Мангышлака открыты и действуют крупные нефтегазовые предприятия (Жана Озен, Карамандыбас, Тенге, Асар и др.), проложены многокилометровые трассы нефтегазоводопроводов, большое количество буровых скважин, карьеры по добыче и переработке строительного материала, создавшие своеобразные техногенные мезо- и микрорельефы. Все это формирует крупные очаги нефтехимического загрязнения и техногенного разрушения почвенного покрова.

Список литературы

1. Шамен А.М. Об основных результатах и перспективах исследований в области гидрометеорологии и окружающей среды / А.М. Шамен, Г.Н. Чичасов // Гидрометеорология и экология. - 1996. - №4. - С. 7-28.
2. Фаизов К.Ш. О влиянии глобального потепления климата на экологические показатели и географию почв Казахстана / К.Ш. Фаизов, И.К. Асанбаев // Гидрометеорология и экология. - 1997. - № 2. - С.160-169.

Получено 17.09.08

УДК 553.411 (574)

Д.С. Валиева

РЦГИ «Казгеоинформ» Комитет геологии и недропользования МЭиМР РК, г. Астана

ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ (КАЗАХСТАН)

Золоторудные месторождения размещаются в отложениях пород самого различного возраста, в самой разнообразной в тектоно-магматической обстановке. Наибольшее значение имеют золоторудные месторождения в складчатых областях. М.М. Константинов отмечает, что в золотоносных провинциях, приуроченных к геосинклинальным районам (Енисейская, Ленская, Яно-Калмыцкая, Чукотская, Приморская, Приамурская зоны) [1], наибольшее значение имеют зоны рассланцевания, слабо прокварцованные или с густой сетью кварцевых жил, линз или прожилков, а также серии богатых кварцевых жил в толщах флишоидного переслаивания песчаников и глинистых сланцев. В этих провинциях представляют интерес, кроме того, золоторудные месторождения типа метасоматических залежей и гидротермально переработанные (серетизированные, хлоритизированные и лиственнитизированные) зоны в песчаниках.

В золотоносных провинциях эвгеосинклинального типа (Урал, Алтай, Саяны, Средняя

Азия, Кавказ) в толщах флишоидного переслаивания основное практическое значение имеют те же типы золотого оруденения, что и в геосинклинальных областях. Среди толщ карбонатных пород главную роль играет скарновая формация золотого оруденения, спилит-кератофировых толщах зоны вкрапленников залежи золотоносных и полиметаллических колчеданных руд (типа алтайских, уральских, салайрских), а также железные шляпы. В интрузиях гранитоидов значительный интерес представляют системы золото-мышьяковых жил. Вопросы связи гидротермального золотого оруденения с магматическими комплексами в различных геотектонических провинциях разрабатывались Н.А. Фогельман и М.Б. Бордаевской (1967) [2]. Они отмечают, что известные в настоящее время данные о распределении золота в различных петрографических провинциях и проявлениях его в тех или иных магматических породах или в ассоциациях с ними показывают, что для золота практически не существует «запретных» магматических формаций и «тектонно-магматических обстановок».

Подавляющее большинство золоторудных месторождений по их связи с магматизмом должно было отнесено к той группе эндогенных месторождений, выделенной Бетехтиным, для которых эта связь остается лишь предполагаемой (включая в эту категорию и парагенетические связи). Отмечая значения выявления особенностей размещения золоторудных месторождений для изучения проблемы генезиса и оценки перспектив золотоносности С.Д. Шер, И.С. Рожков, С.Ф. Васильченко рассматривают проблемы размещения месторождений применительно к геотектоническим провинциям (выступы докембрийских оснований, области байкалид, области палеозойской, мезозойской и кайнозойской складчатости) [3].

Н.А. Фогельман [4] за основу группировки золотоносных провинций принимает их приуроченность к различным регионам, геологическим структурам (древние докембрийские платформы, зоны древних сооружений, мезозойские вулканические пояса), так же золотоносные провинции объединяются в группы, как это и ранее делали многие исследователи (В.А. Обручев, Ю.А. Билибин, Г.П. Волярович и др.), по возрастному принципу.

Геолого-структурные особенности размещения оруденения определяют методику прогнозирования поисков и разведки месторождений, являются ведущими в комплексе признаков, критериев поисков, оценок новых рудных полей и месторождений. И.С. Рожков (1976) отмечает, что структурно-литологические условия, в которых формировались золотоносные районы, рудные поля и месторождения, также весьма разнообразны; последние приурочиваются к границам сочленения различных складчатых областей, к зонам сочленения и пересечения отдельных складчатых систем или складок. Многие месторождения приурочены к разрывным нарушениям глубинного заложения, зонам дробления и расслаивания, дайкам различных пород и к интрузивным телам.

Вмещающими для золотосодержащих руд являются практически почти все известные разновидности магматических, осадочных и метаморфических пород. Различные условия образования месторождений золота обуславливаются разнообразием типов золотых месторождений, отличающихся структурным положением, морфологией рудных тел, минеральным составом и нередко содержанием и распределением золота. Этот вывод подтвержден М.М. Константиновым при систематизации близповерхностных и среднеглубинных золоторудных месторождений. Сказанное может быть полностью отнесено и к условиям формирования золоторудных месторождений в Казахстане.

По результатам исследований, проведенных сотрудниками ЦНИГРИ, МГРИ, учеными

Казахстана, а также работ большого круга специалистов-производственников был выполнен анализ условий размещения золоторудных месторождений Казахстана.

Характерными структурными элементами на территории Казахстана (Г.Р. Бекжанов) являются установленные дугообразно вытянутые пояса складчатости разного возраста, разделенные между собой более молодыми прогибами и впадинами в Центральном Казахстане. К ним относятся Внешняя и Внутренняя зоны складчатости каледонской консолидаций. Им отвечают соответственно Северо-Тянь-Шаньский и Атасу-Ерментау-Чингиз-Тарбагатайский складчатые пояса, это огромные дугообразные структуры, занимающие всю западную часть Центрального Казахстана и юг. Между названными геоантисклинальными поднятиями располагается Чу-Сарысу-Тенгизский пояс впадин, выполненный верхнепалеозойскими и мезозойскими отложениями.

С внутренней стороны Внутренней зоны каледонской складчатости Центрального Казахстана располагается Жонгаро-Балхашский мегасинклинорий, выполненный средне- и верхнепалеозойскими вулканогенно-осадочными отложениями. Восточнее Чингиз-Тарбагатайского складчатого пояса располагается Зайсанская геосинклинальная система, объединяющая Кокпекты-Жарминскую, Чарскую, Калба-Нарымскую и Рудноалтайскую систему прогибов и поднятий, вытянутых в северо-западном направлении. Западнее Внешней зоны каледонид Центрального Казахстана через Тургайский прогиб располагается субмеридиональный Зауральский складчатый пояс каледонид. Еще западнее через субмеридиональный прогиб располагается Мугоджарское геоантисклинальное поднятие с выходами в ядре древних толщ.

С запада это поднятие граничит с Западно-Мугоджарским прогибом, являющимся продолжением на юг Тагило-Магнитогорского прогиба. На юге Казахстана на внутренней части каледонид является Чу-Илийский антиклинорий, переходящий в Кендыктаский и Заилийский антиклинории. Между Заилийским и Центрально-Жонгарским антиклинориями, южнее озера Балхаш, располагаются Южно-Прибалхашская и Илийская впадины, которые так же, как и Северо-Балхашский и Токрауский синклинории объединяются в Жонгаро-Балхашский мегасинклинорий. Так выглядит основной план тектонических структур Казахстана [5]. В размещении эндогенной металлогении Казахстана, в том числе золотого оруденения, исключительно важное значение имеет зонально поясовой план размещения тектонических структур и история развития структурно-формационных зон, входящих в эти структуры [6].

В геологическом отношении Казахстан является (Б.С. Ужкенов) сложной системой, в развитии которой основными этапами являются допалеозой (со своеобразными условиями осадконакоплений), палеозой (в течение которого Казахстан является геосинклинальной системой вплоть до мезо-кайнозойского периода) и мезо-кайнозой (платформенное развитие). Общие условия локализации золотого оруденения подчиняются прежде всего главным этапам геологической истории развития Казахстана консолидации толщ допалеозоя и нижнего палеозоя в кембро-ордовикском заложении в это время (рефрей-ордовик, ордовик, ордовик-силур) региональных глубинных разломов (по-видимому, их стоит рассматривать как сквозные структуры, имеющие подкоровые заложения), секущих древний складчатый фундамент на крупные преимущественно меридиональные блоки; последующее геосинклинальное развитие (палеозой) с тектоническими движениями по заложенным древним разломам и возникновение новых разломов северо-западного и широтного или северо-восточного направлений.

В развитии Казахской складчатой стороны выделяются две орогенные эпохи: верхний девон и верхний палеозой. В верхнем девоне (франк-фамен, фамен или нижний турне) на преобладающей части территории накопления каких-либо отложений не происходит. В наложенных мульдообразных впадинах отлагается терригенный материал. Орогенное развитие в верхнем палеозое в различных складчатых системах проявлено по-разному. В пределах Уральской складчатой области и Северном Казахстане, где большие площади являются жесткими срединными массивами, сложенными протерозоем и нижним палеозоем (Центрально-Уральское, Восточно-Уральское, Зауральское поднятие, Кокшетауский, Ерментау-Ниязский, Майкаинский мегантиклинорий или срединные поднятия), верхний палеозой характеризуется отсутствием каких-либо накоплений, развитием небольших мульдообразных впадин, заполняющихся вулканогенно-молассовым и терригенным материалом [7].

В пределах Казахской складчатой области и на Алтае большие территории выделяются как зоны устойчивого геосинклинального прогибания и характеризуются развитием значительных по площади наложенных мульдообразных структур, в которых процессы интенсивного наземного вулканизма сопровождаются накоплением молассовых и терригенных фаций. Наземный вулканизм охватывает большие площади в пределах Зайсанской геосинклинали, Жонгаро-Балхашском районе. В других смежных районах преобладает процесс интенсивного магматизма. Главные интрузивные комплексы верхнепалеозойской эпохи имеют среднекаменноугольный (C_2), ($C_3 - P_1$) и пермский (P) возраст.

Определяющую роль в создании структурного плана, в процессах осадочной седиментации, магматизма и рудогенеза оказывают древние глубинные разломы, которые являются естественными границами складчатых поясов или структур. Вдоль разломов формируются эвгеосинклинальные складчатые пояса, чередующиеся с многосинклинальными поясами и зонами антиклинорных поднятий выступами древнего складчатого фундамента (или иначе - срединными массивами). Структуры более высокого порядка, выделяющиеся в крупных поясах, обычно граничат друг с другом по тектоническим нарушениям более позднего палеозойского заложения.

На огромной территории республики находятся три области, характеризующиеся специфическими условиями геологического развития и включающие в себя все золоторудные районы Казахстана. I. Уральская складчатая область: Мугоджаро-Джетыгоринский золоторудный район, включая западную часть Тургая и Приуралье. II. Казахстанская складчатая область: Северный Казахстан и Майкаинский золоторудный район; Центральный Казахстан (Улутау-Жезказганский, Бетпакдалинский и Северо-Прибалхашский районы); Южный Казахстан и Северо-Прибалхашский районы; Южный Казахстан - Юго-Западное Прибалхашье (Бетпакдала-Чу-Или-Кендыктаский район Каратау, Северный Тянь-Шань, Жонгарский Алатау, Северо-Восточное Прибалхашье). III. Алтайская складчатая область - Чингиз-Тарбагатайский, Зайсанский районы (включая Западную Калбу и Калба-Нарымский район), Рудный Алтай, Южный Алтай и Горный Алтай [8].

Анализ приуроченности золоторудного оруденения к различным структурным ярусам и их отношения к интрузивным массивам позволяет выделять (в пределах указанных областей) ряд металлогенических по золоту эпох. Если об одних районах можно говорить о возрастном отношении, также можно говорить о довольно узком во временном периоде образования золоторудных объектов и связи их с проявлениями определенной металлогенической эпохи, то о других - как образовании ряда эпох.

Изложенный выше материал и сравнение геологических закономерностей распростра-

нения локализации золотого оруденения, морфологии рудных тел, качества руд и промышленной ценности золоторудных месторождений Казахстана в сравнении с месторождениями других районов позволяют говорить о близости многих условий, определяющих методику разведки месторождений. В связи с этим вполне понятно, что в вопросах методики разведки месторождений много общего как в достоинствах, так и в недостатках проведения геологоразведочных работ на золото, хотя эти достоинства и недостатки иногда специфичны и отражают как природные условия, организацию и введение исследований, так и подход к основным положениям методики разведки золоторудных месторождений [9].

Список литературы

1. Константинов М.М. Региональные тектонические и металлогенические закономерности размещения месторождений //Золоторудные гиганты России и мира. - М., 2000. - С. 157-173.
2. Фогельман Н.А. Принципы металлогенического районирования золотоносных областей / Н.А. Фогельман, М.В. Вордаевской //Металлогения и рудообразования. - М., 1979. - С. 103-113.
3. Шер С.Д. Металлогения золота. - М: Недра, 1972. - 295 с.
4. Фогельман Н.А. Принципы систематики золоторудных месторождений для прогноза и поисков //Отечественная геология. - 1995. - №3. - С.50-53.
5. Бекжанов Г.Р. Вулканические пояса Казахстана и их рудоносность //Геология и разведка недр Казахстана. - 1994. - № 1. - С. 4-10.
6. Мазуров А.К. Геодинамические обстановки формирования металлогенических комплексов Казахстана: Дис. ... докт. геол.-мин. наук. - Томск, 2003. - 328 с.
7. Уженов Б.С. Металлогенический потенциал Казахстана и информационно-компьютерная технология его оценки (на примере золота): Дис. ... докт. геол.-мин. наук. - Бишкек, 2000. - 402 с.
8. Рафаилович М.С. Крупные месторождения золота Казахстана: условия локализации, общие и специфические черты, отличия от мелких объектов / М.С. Рафаилович, В.Н. Любецкий, М.М. Старова и др.//Геология и разведка недр Казахстана. - 1995. - № 5. - С. 40-46.
9. Валиева Д.С. Золото-серебряное оруденение Далабай-Жельдыкоринской вулканоплутонической структуры Южной Жонгарии (Казахстан): Дис. ... канд. геол.-мин. наук. - Алматы, 2006. - 120 с.

Получено 22.09.08

**КУТТЫКТАЙМЫЗ !
ПОЗДРАВЛЯЕМ !**

**70 жас
лет**



ЛУГАНОВА

ВЛАДИМИРА АЛЕКСЕЕВИЧА,

доктора технических наук, профессора кафедры химии, металлургии и обогащения

ЗДОРОВЬЯ, СЧАСТЬЯ, УСПЕХОВ, ДОРОГОЙ ЮБИЛЯР !

•

**МЕРЕЙТОЙ ИЕСІНЕ МЫҚТЫ ДЕНСАУЛЫҚ, ТАУСЫЛМАС БАҚЫТ,
ШЫҒАРМАШЫЛЫҚ ТАҒЫС ТІЛЕЙМІЗ !**





УДК 553.411 (574)

Д.С. Валиева

РЦГИ «Казгеоинформ» Комитет геологии и недропользования МЭиМР РК, г. Астана

СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ТИПОВ ЗОЛОТЫХ РУД

Систематизация золоторудных месторождений, состав руд золота и серебра колеблется в самых широких пределах, но с точки зрения их обработки, они могут быть классифицированы по минералогическому составу на следующие группы или типы золотых руд (табл.):

1. Малосульфидные руды – наиболее распространенный тип золотых руд в Казахстане. Содержание сульфидов от десятых долей процента до 5–7 % (преимущественно пирит). Сульфиды тяжелых цветных металлов отсутствуют или их так мало, что извлекать их методом селективной флотации нецелесообразно. Несульфидная часть представлена в основном кварцем, а также карбонатами, сланцами, хлоритом, каолинитом, слюдами.

Золото преимущественно связано с сульфидами, но может быть распространено между сульфидами и остальной частью рудной массы.

Преобладающая часть самородных выделений золота обладает сравнительно крупными размерами и чистой поверхностью [1-3].

2. Золото-пиритовые, существенно сульфидные руды – сравнительно мало распространенный тип руд в Казахстане. Руды характеризуются повышенным содержанием пирита (6-7 % и более, в некоторых рудах более 50 % от всей массы) при присутствии существенных концентраций других сульфидов. Из несульфидных минералов главным является кварц, наряду с которым нередко в рудах присутствуют карбонатные минералы и алюмосиликаты.

Золото в этих рудах имеет различную крупность, причем с пиритом обычно связано тонкодисперсное золото, нескрываемое обычным измельчением. С увеличением содержания пирита в рудах, доля мелкого золота заметно возрастает. В некоторых существенно пиритовых рудах практически все золото представлено тонкодисперсными частичками.

3. Золото-мышьяковые руды содержат от нескольких до 10 % арсенопирита. Из других сульфидов часто присутствует пирит, иногда пирротин. Сульфиды известных металлов, как правило, не имеют промышленного значения. Несульфидную часть руды составляют

кварц, карбонаты, сланцы. Подавляющая часть золота связана с сульфидами, золото мелкое и вскрывается лишь после обжига.

4. Золото-медные руды содержат до 50 % сульфидов при промышленных концентрациях золота и меди. Медь представлена преимущественно халькопиритом. Из сульфидов наиболее распространен пирит, меньше арсенопирит и пирротин. Золото полидисперсное и в измельченных рудах находится как в свободном состоянии, так и в связи с сульфидами. В отдельных рудах пирит или некоторые его генетические разновидности объединены золотом.

Руды с повышенным содержанием арсенопирита составляют группу мышьяковистых золото-медных руд. Эти руды характеризуются более мелким золотом, заключенным в пирите, арсенопирите, халькопирите и кварце. Свободного золота очень мало. Частично окисленные руды имеют более сложный минералогический состав. В таких рудах, помимо сульфидов, присутствуют золотосодержащие гидроокислы железа, почти в одинаковой степени связанные с халькопиритом, пиритом и арсенопиритом, окисленные минералы меди и мышьяка. Мышьяковистые золото-медные руды труднообогатимы из-за тонкодисперсности золота и связи его со многими минералами: золото в этих рудах почти в одинаковой степени связано с халькопиритом, пиритом и арсенопиритом. Свободного золота очень мало.

Классификация руд мелких и золоторудных месторождений Казахстана
и рациональные методы их обогащения

Рудные формации	Ведущие рудные комплексы (субформации)	Минеральные типы руд (устойчивые ассоциации)	Типичные минералы околорудных изменений	Связь золота с сульфидными выделениями	Ориентированы методы технологической обработки руд	Примеры рудных месторождений и рудопроизводителей
1	2	3	4	5	6	7
Кварцево-сульфидная	Золоторудный	Кварцево-золото- пиритовый тип	Кварц, хлорит, серцит, эпидот	В основном свободное 0,1-0,5 мм, менее - в связи с сульфидами	Амалгамация руды: гравитация + флотация; гравитация с последующей амалгамацией флотаций	Сарлыбай, Турсутуре, Джаркулак, Кулер, Айманбай, Карасу, Дорожное,
		Кварцево-золото- карбонатный	Кварц, кальцит, серцит и др.	В сульфидах и свободное, мелкое до тонкодисперсного	Флотация или цианирование руды, часто с предварительной гравитацией или амалгамацией	Акпан, Туккен
		Кварцево-золото- гематитовый	Кварц, гематит	Главным образом, свободное, крупное	Амалгамация руды: гравитация с амалгамацией концентратов	Ушюкы, Майбулак
		Кварцево-золото- арсенопиритовый	Кварц, хлорит, серцит, эпидот, адуляр	Главным образом, свободное, крупное	Гравитация с последующей флотацией и раздельным цианированием флотоконцентратов и хвостов (возможен предварительный обжиг флотоконцентратов)	Джетыгара
	Золото-медный	Кварцево-турмалин- золото-пиритовый	Кварц, турмалин, гематит	Главным образом, свободное, крупное	Гравитация с последующей флотацией в амалгамацией концентратов гравиконцентратов	Дончара, Кызымчек, Мыстобе
	Золото-медно- полиметаллический	Кварцево-золото- халькопирит-галенит- сфалеритовый	Кварц	Мелкое, свободное, реже - в сульфидах	Флотация с (последующий цианированием) концентрации хвостов флотации шлозах	Северный Акпан, Полольское, Карагайды Озек, Тасты-Биень
	Золото- полиметаллический	Кварцево-барит-золото- халькопирит-сфалерит- галенитовый	Кварц-барит	Свободное		Джангабул
	Золото- редкометаллический	Кварцево-золото- галенит-сфалеритовый	Кварц	Свободное + Сульфидное	Гравитация (амалгамация гравиконцентрата) с последующей флотацией	Зиганша
		Кварцево-золото- шеселитовый	Кварц	Главным образом, свободное	Амалгамация руды: гравитация + амалгамация + флотация	Чанг
		Кварцево-золото- висмутитовый	Кварц	Мелкое (0,1-0,5 мм) свободное	Гравитация + флотация (амалгамация гравиконцентратов)	Северный Джамантау

Жильного
выполнения

Окончание табл.

1	2	3	4	5	6	7
Кварцево-сульфидная	Золоторудный	Кварцево-золото-пирит-арсенипиритовый	Кварц, сфалерит, хлорит, карбонат	Мелкое, до дисперсного, сульфидное редко свободное	Флотация с последующим цианированием хвостов, обжиг фотоконцентратов и направлением отарков на заводы цветной металлургии или цианирование	Домбрылы II, Иткудук, Западное
		Кварцево-золото-турмалиновый	Кварц, турмалин	Мелкое, до дисперсного, сульфидное редко свободное	Цианирование с последующей гравитационной, возможна амальгамация гравиконцентрата (при малом содержании сульфидов)	Железная горка
Жильно-метасоматическая	Золото-медно-металлический	Кварцево-золото-сфалерит-галенитовый	Кварц, турмалин, серицит, хлорит, карбонат	Свободное	Гравитация + флотация цианирование	Акайнар, Кызыл
		Кварцево-золото-баритовый	Кварц, барит, серицит, хлорит	В основном сульфидное, тонкое менее свободное, тонкое до дисперсного	Гравитация (амальгамация гравиконцентрата)	Мизек
Вторичных кварцитов	Золото-серебряный	Кварцево-пирит-золото-серебряный	Кварц, адуляр, серицит, каолинит	В основном сульфидное, тонкое менее свободное, тонкое до дисперсного	Цианирование руды; редко флотация 1. Прямое цианирование в специальном режиме. 2. Цианирование после выделения Sb щелочным выщелачиванием и с последующим извлечением Sb из растворов как попутного компонента. 3. Коллективная флотация Sb и Au с переработкой концентратов в отдельном цикле.	Тасора, Архарлы, Далабай
		Кварцево-актинолит-золото-серебряный	Кварц, серицит, каолинит	В основном сульфидное, тонкое менее свободное, тонкое до дисперсного		Наурызбай
Скар-новья	Золото-медно-полиметаллический	Кварцево-золото-халькопирит-сфалерит-галенитовый	Кварц	Свободное	Флотация, возможна переработка на флюсы	Иглик
		Кварцево-золото-барит-полиметаллический	Кварц, барит	Свободное	Флотация + цианирование хвостов + гравитация на шлозах хвостов флотации	Мамай
Листоватая	Золото-серебряный	Кварцево-карбонат-золото-сульфидный	Кварц, гранат, амфибол, карбонат	Сульфидное, редко свободное	Гравитация с последующей флотацией; возможна переработка на флюсы	Слушюкы, Тасталы
		Кварцево-карбонат-золото-пиритовый	Кварц, карбонат, фуксит	Сульфидное	Флотация возможна с последующей гравитацией	Маралихинское
Гипергенная зоны окисления	Золоторудный по колчеданым полиметаллическим залежам	Золото-гематит-арозит-лимонитовый, иногда с участием барита	Кварц	Свободное	Цианирование с последующим извлечением золота в процессе гравитации и амальгамации гравиконцентрата. гравитация+амальгамация+ флотация	Космурун, Акчеку и др

5. Золото-полиметаллические руды – кроме золота в промышленных концентрациях в них присутствуют два или более полезных компонентов: серебро, медь, свинец, цинк, барит и др. Содержание сульфидов в рудах достигает 50 %. Золото преимущественно мелкое и тонкодисперсное. В некоторых рудах крупного золота совершенно нет. Тонкодисперсное золото заключено в сульфидах – пирите, арсенопирите, халькопирите, галените, в меньшей степени в сфалерите. Редко в рудах присутствует свободное золото.

6. Окисленные золотые руды – руды зон окисления и вторичного обогащения сульфидных месторождений. Практически, эти руды совсем не содержат сульфидов либо содержат их совсем мало в виде окисленных с поверхности зерен. Наиболее характерными минералами окисленных руд являются гидроокислы и карбонаты железа. Часто присутствуют глинистые минералы. Золото различно по крупности; часто его находят в свободном состоянии, часть связана с гидроокислами железа. Нередко золото покрыто гидроокислами железа, марганца и других минералов, выделяют медистые окисленные руды.

Месторождения золота различной крупности отличаются друг от друга по масштабам метасоматических процессов, соотношениями метасоматических продуктов и метасоматической зональности, что необходимо учитывать при поисках и оценке. Максимальная интенсивность метасоматоза, разнообразие изменений и полнодифференцированная зональность характерны для крупных месторождений плутоногенного класса, занимающих значительные геологические объемы и формирующихся на протяжении сотен миллионов лет.

Мелкие и очень мелкие месторождения отличаются от крупных сокращенными объемами метасоматитов, упрощенным составом, разнообразной метасоматической зональностью.

Список литературы

1. Бекжанов Г.Р. Редкие металлы Казахстана //Геология и охрана недр. – 2004. – №2. – С. 17-24.
2. Ужкенов Б.С. Свойства, потребление и производство основных видов минерального сырья / Б.С. Ужкенов, А.К. Мазуров, Е.М. Селифонов. – Кокшетау, 2003. – 251 с.
3. Металлогения Казахстана – рудные формации. – Алма-Ата: Наука, 1981. – 207 с.
4. Валиева Д.С. Золото-серебряное оруденение Далабай-Жельдыкоринской вулканоплутонической структуры Южной Жонгарии (Казахстан): Дис. ... канд. геол.-мин. наук. – Алматы, 2006. – 120 с.

Получено 25.08.08

УДК 622.

А.А. Жанбатыров

АО «Центр инжиниринга и трансферта технологий»

МОНИТОРИНГ ПОДЗЕМНЫХ ВОД РАЙОНА МЕСТОРОЖДЕНИЙ УШКАТЫН Ш И ЖАЙРЕМ В УСЛОВИЯХ РАЗРАБОТКИ И СУХОЙ КОНСЕРВАЦИИ

Целью проведения мониторинга [1] является решение следующих задач:

- эколого-гидрогеологическое обследование антропогенных (техногенных) источников, являющихся возможными загрязнителями подземных вод в районе промышленного комплекса Жайремского ГОКа, сбор сведений по ним;

- создание режимной сети наблюдательных скважин на первый от поверхности водоносный горизонт с целью определения гидрогеологического состояния высокой техногенной нагрузки района;

- расширение региональной сети наблюдательных скважин на основной водоносный комплекс (D3fm-C1t) Жайрем-Ушкатынский группы месторождений с целью оценки уровня режима и качественного состояния подземных вод в условиях разработки Ушкатынского и консервации Дальнезападного карьеров.

Режимные наблюдения. Стационарные режимные работы выполнены в соответствии с требованиями нормативных документов [2, 3] по методике, выбранной в процессе многолетней практики режимных работ в условиях Центрального Казахстана. Оптимальная частота измерений уровня подземных вод в среднем 3 замера в месяц, с учащением замеров во время весенних паводков и сокращением их в зимний период. Общий период наблюдений составил 24 месяца для 7 скважин режимной сети наблюдаемой с 1984 г. и 17 месяцев для вновь пробуренных 21-й скважины. Для сохранения непрерывности ряда наблюдений замеры уровня подземных вод продолжаются и в настоящий период. С целью получения информации о качественном состоянии подземных вод в конце прокачек проводился отбор проб воды на химические анализы с обработкой и сведением результатов в таблицы.

Эколого-гидрогеологическая характеристика Ушкатынского рудника.

Объект расположен гипсометрически выше центральной промплощадки и жилых массивов, что, в силу направления общего грунтового потока в ЮЗ направлении, не исключает загрязнение грунтовых вод четвертичных отложений на участках жилых массивов. В пределах промплощадки рудника имеет место целый ряд возможных источников загрязнений: карьерный водоотлив, породные отвалы, МОФ со шламоприемником, площадка складирования руд, техногенные водоотливы, пруд-испаритель карьерных вод.

Эксплуатация месторождения ведется с 1984 г. двумя карьерами и по состоянию на 2008 год глубина их составляет соответственно: по железомарганцевым рудам 120 м (абс. отм. дна 296,0 м) и 84 (абс. отм. 332,0 м) барит-свинцовым с осушением пород. На период обследования уровень подземных вод находился ниже дна карьера при работающих четырех водопонижающих скважинах ($Q \sim 120 \text{ м}^3/\text{ч}$). Динамика изменения объемов карьерного водоотлива Ушкатынского рудника по ряду лет представлена в табл. 1. Система водоотведения и распределения карьерных вод представляет общий закольцованный водовод на открытый водоем насосной станции. С насосной станции карьерная вода практически в полном объеме (летний период) подается по водоводу на обоганительную фабрику, которая осуществляет сброс технических вод на шламонакопитель.

Таблица 1

Динамика изменения объемов карьерного водоотлива по Ушкатынскому руднику за многолетний период

№ п/п	Год	Объем, млн м ³ /год	№ п/п	Год	Объем, млн м ³ /год	№ п/п	Год	Объем, млн м ³ /год	№ п/п	Год	Объем, млн м ³ /год
1	1987	0,5	7	1993	1,3	13	1999	0,7	19	2005	0,98
2	1988	0,7	8	1994	1,2	14	2000	0,98	20	2006	0,98
3	1989	1,1	9	1995	1,1	15	2001	0,95	21	2007	0,98

4	1990	2,1	10	1996	1,2	16	2002	0,98			
5	1991	1,4	11	1997	0,8	17	2003	0,98			
6	1992	1,4	12	1998	0,7	18	2004	0,98			

Шламоотстойник расположен в 300 м южнее МОФ, состоит из трех карт и хвостохранилища общей площадью 6 га. При очистке карт складирование шлама ведется рядом со шламоотстойником на площадке в 1500 м². При переполнении отстойника шламовые воды сбрасываются в рельефные понижения, на что указывает заболоченность и скопление вод на участках, примыкающих к шламоотстойнику. Невостребованный объем карьерных вод направляется по водоводу (протяженность 5,3 км) на пруд-накопитель, расположенный в рельефном понижении. Как правило, мощность эоловых песков на таких участках выклинивается, и близко к поверхности подходят плотные неогеновые глины. Длина дамбы накопителя в нижнем бьефе ~ 900 м. Для определения возможной фильтрации из накопителя техногенных вод ниже по грунтовому потоку от него были заложены три наблюдательные скважины ударно-механического бурения. Также были заложены от породных отвалов ниже по потоку грунтовых вод скважины ударно-механического бурения. Многочисленные понижения рельефа являются потенциальными «ловушками» всех токсичных элементов, смываемых с более повышенных участков, в том числе и породных отвалов, подверженных эрозионным процессам. На них развивается как плоскостной, так и линейный смыв, ведущий к образованию конусов выноса.

Эколого-гидрогеологическая характеристика Дальнезападного рудника.

Дальнезападный рудник (ДЗР) с центральной промплощадкой и Западным карьером, в силу своего длительного функционирования (с 1975 г.), на данный момент является мощным техногенным фактором в изменении естественно-природных условий рассматриваемого района. Систематические гидрогеологические наблюдения на участке ДЗР прилегающей территории проводились с 1975 г., но уже с 1989 г. количество наблюдательных скважин резко сократилось, а к 1999 г. наблюдения проводились только по дренажным скважинам и скважинам на флангах - №№ 632, 633, 776, 634, 3652, 543, 8р. В 1993 г. горные работы на карьерах ДЗР были прекращены, но работа водопонижительных скважин продолжалась до 1997 года. С 1975 г. карьерный водоотлив осуществлялся во временный пруд-испаритель, находящийся в 0,2-0,8 км на СЗ от северных бортов карьера. Для определения возможной фильтрации минерализованных вод из накопителя ниже южной дамбы накопителя была заложена скважина ударно-механического бурения. Опыт эксплуатации ДЗР показывает, что, несмотря на наличие слоя неогеновых глин над сильно трещиноватыми и закарстованными фамен-турнейскими известняками, сброс карьерных вод во временный пруд-накопитель вблизи карьера обусловил инфильтрационные потери воды через дно пруда, что является следствием наличия «окон» в слое глин. Площадь пруда-испарителя 2,5 км², глубина 1,5-4,0 м, емкость 9 млн м³. В начале проходки Западного карьера водоотлив производился в ближайшее рельефное понижение, расположенное в 2,5-3 км западнее. Этот техногенный водоем существует и на данный момент, как и ряд других, среди многочисленных дамб, дамбочек, дорожных насыпей. С 1983 г. карьерный водоотлив практически в полном объеме по закрытому водоводу сбрасывается на пруд-испаритель, расположенный южнее (9-12 км) центральной промплощадки, который в комплексе с хвостохранилищем занимает огромную площадь. Объем хвостохранилища центральной обогатительной фабрики ~ 41 000 тыс.м³. Севернее, выше по потоку грунтовых вод, от п. Жайрем (ГРП) находится хвостохранилище опытной обо-

гатительной фабрики, расположенной на центральной промплощадке. Вся система отвода (водо-, хвосто- и шламосолопровод) жидких отходов закольцована на накопители.

С 1998 года было прекращено осушение Дальнезападного участка Жайремского полиметаллического месторождения и в соответствии с контрактно-лицензионными условиями дополнения № 2 к Контракту № 70 (лицензия серии ГКИ № 210 от 08.12.1997 г.) на проведение добычи полиметаллических руд, объект недропользования переведен на сухую консервацию до 2012 года [4].

Динамика изменения объемов карьерного водоотлива по ДЗР в разрезе многолетия представлена в табл. 2, величина водоотлива определялась по производительности насосов.

Таблица 2

Динамика изменения объемов карьерного водоотлива по ДЗР

№ п/п	Год	Объем, млн м³/год	№ п/п	Год	Объем, млн м³/год	№ п/п	Год	Объем, млн м³/год	№ п/п	Год	Объем, млн м³/год
1	1975	1,155	7	1981	7,699	13	1987	5,79	19	1993	4,003
2	1976	3,391	8	1982	7,153	14	1988	5,103	20	1994	2,942
3	1977	6,254	9	1983	8,312	15	1989	5,787	21	1995	2,353
4	1978	6,0	10	1984	7,827	16	1990	3,632	22	1996	2,124
5	1979	8,608	11	1985	7,586	17	1991	6,215	23	1997	0,537
6	1980	5,834	12	1986	6,059	18	1992	4,114	24	1998	0,04

Очистные сооружения хозяйственных и производственных стоков расположены между центральной промплощадкой и п. Жайрем. Сточные воды, пройдя механическую очистку, сбрасываются на пруд-испаритель. Пруд находится в 2 км южнее жилого массива п. Жайрем.

Не отличается благоприятностью геоморфологическая позиция отвалов карьеров Дальнезападный и Западный. Породные отвалы расположены в обширном котловинообразном понижении, слабо выраженном в рельефе, но тем не менее установленном при анализе высотных отметок участка, который характеризуется как площадь преобладающей аккумуляции и слабого сноса в сторону р. Баир. При обследовании были опробованы поверхностные водоемы, водотоки. Точки опробования вынесены на схематическую гидрогеологическую карту. Для водных проб участков Западный и Дальнезападный наиболее высокие концентрации, существенно превышающие ПДК, характерны для марганца, титана, бериллия, лития.

Уровненный режим подземных вод.

В районе Жайрем-Ушкатынский группы месторождений уровненный режим подземных вод (ПВ) анализируется по 28-ми наблюдательным скважинам режимной сети. Каждая из скважин имеет конкретный ряд наблюдений, находится в определенных гидрогеологических условиях и отражает, соответственно, состояние режима ПВ на конкретных участках.

На первом от поверхности водоносном горизонте наблюдения проводились по 11-ти скважинам. При наличии гидравлической связи водоносных подразделений четвертичных отложений рассматриваем их как грунтовые воды первого от поверхности водонос-

ного горизонта с областью питания в пределах границ распространения (скв. 3605, 3606, 3610), наличием гидравлической связи с поверхностными водотоками и водоемами (скв. 3614, 3620-3624). Внутригодовой режим грунтовых вод в пределах исследуемой площади характеризуется сезонными колебаниями уровня и отражает закономерности приречного вида режима - скв. 3620-3622; террасового – скв. 3614, 3623-3624; междуречного – скв. 3605-3606, 3610.

Колебания уровней грунтовых вод приречной зоны р. Баир находятся в тесной зависимости от режима ее поверхностного стока, характеризуются предвесенним минимумом, весенним пиком и спадом уровня до конца зимы. Величины амплитуд весеннего подъема составили 0,53-0,66 м. Наличие неглубоких плесов р. Баир, промерзающих зимой ниже дна, образуя наледи, создает подпор грунтовых вод в приречной части. В результате вместо зимнего спада уровней отмечается плавный зимний подъем с конца октября.

Колебания уровней грунтовых вод в скв. 3614, 3623-3624 в годовом цикле отражают террасовый вид режима с теми же сезонными показателями: предвесенним минимумом, весенним максимумом и летне-осенне-зимним спадом. В условиях малой глубины русла р. Баир террасовый вид режима характеризуется более плавным подъемом весеннего уровня и амплитудой колебания.

Для междуречного вида грунтовых вод характерна тесная связь колебаний уровня с атмосферными осадками. При равномерном питании грунтовых вод в весенний период и относительной однородности геологического строения водовмещающих грунтов на исследуемой поверхности подъем происходит практически параллельно первоначальным уровням.

Движение общего потока грунтовых вод происходит с СВ на ЮЗ к р. Баир. На участках местных дрен – озерных котловин, наблюдается изменение направления движения грунтовых вод относительно общего потока. На произвольно взятых участках гидравлический уклон определен в пределах 0,001-0,0014.

Грунтовые воды имеют существенное значение в питании основного водоносного комплекса карбонатных отложений. При наличии «окон» в покровных неогеновых глинах они дренируют в толщу фамен-турнейских известняков. По результатам ранее выполненных работ эта величина составляет не менее 50 л/с ~ 1,6 млн м³/год. Для достоверной оценки величин естественного питания или возобновляемых естественных ресурсов грунтовых вод необходимо изучение их внутригодового режима (амплитуд сезонных колебаний уровней) в течение минимум двух-трех циклов водности по каждой из разновидностей режима с учетом особенностей граничных условий. Здесь естественные ресурсы грунтовых вод рассчитываются в границах площади распространения основного водоносного комплекса исследуемого района по амплитудам сезонных колебаний уровней и водоотдаче грунтов. Расчет средней амплитуды годовых колебаний грунтовых вод ($\Delta h_{\text{ср.}}$) определен по формуле:

$$\Delta h_{\text{ср.}} = \frac{\Delta h^1_{\text{ср.}} F_1 + \Delta p^2_{\text{ср.}} F_2 + \dots + \Delta h^n_{\text{ср.}} F_n}{F_{\Sigma}},$$

где $\Delta h^1_{\text{ср.}}$, $\Delta h^2_{\text{ср.}}$, ..., $\Delta h^n_{\text{ср.}}$ – средние амплитуды колебаний уровней для района с различными видами режима; F_1 , F_2 , F_n – площади этих районов; F_{Σ} – площадь, в пределах которой ведется расчет.

$$\Delta h_{\text{ср.}} = \frac{0,8 \cdot 20 \cdot 1\,000\,000 + 0,33 \cdot 35 \cdot 1\,000\,000 + 0,7 \cdot 40 \cdot 1\,000\,000}{95 \cdot 1\,000\,000} = 0,58 \text{ м.}$$

Коэффициент водоотдачи (μ) в условиях спорадического распространения грунтовых вод принимается – 0,05.

Естественные ресурсы: $Q_{\text{а}} = \Delta h_{\text{ср}} \mu \times F_{\Sigma}$,

$$Q_{\text{а}} = 0,58 \cdot 0,05 \cdot 95 \cdot 1\,000\,000 = 2,8 \text{ млн. м}^3/\text{год} \approx 87 \text{ л/с.}$$

Уровненный режим ПВ палеозойских отложений в условиях эксплуатации Ушкатынского и консервации Дальнезападного карьеров на рассматриваемый период анализируется по 10-ти пробуренным в 2000 г. скважинам колонкового бурения (скв. 3631-3640) и наблюдаемым с 1984 г. (скв. 543, 632-634, 3652, 776, 11-12р, 8р), длительностью периода наблюдения – 14...18 лет. Каждая из скважин отражает определенные гидродинамические условия:

1. Изменение уровня режима ПВ в условиях, приближенных к естественным – скв. 634, 776, 3636, 3635, 3631, 3632.

2. Изменение уровня режима ПВ в слабонарушенных условиях – дальнейшее влияние карьерного водоотлива – скв. 633, 3634, 3638.

3. Изменение уровня режима ПВ под влиянием карьерного водоотлива – участок Дальнезападный (скв. 3652, 632, 11-12 р, 3637, 3640), участок Ушкатын (скв. 3633).

4. Изменение уровня режима ПВ в условиях нарушения естественного режима под влиянием группы карьеров района разработки Жайрем-Ушкатынских месторождений – скв. 543, 8р, 3639.

В многолетнем режиме ПВ (Дальнезападный участок) в условиях, приближенных к естественному режиму, по скв. 776, 634 отмечается снижение среднегодовых уровней в 1991-1996 гг. относительно предыдущего периода и с 1996 г. идет вновь повышение, т.е. наблюдается определенная цикличность, связанная с чередованием многоводных и мало-водных периодов, которая практически совпадает с цикличностью атмосферных осадков, что указывает на прямую связь ПВ и атмосферных осадков. Многолетние среднегодовые уровни составляют 2,12 м (скв. 634) и 2,15 м (скв. 776). В слабонарушенных условиях (дальнейшее влияние карьерного водоотлива) по скв. 633 среднегодовой уровень – 9,09 м, скв. 632 – 9,53 м; скв. 11 – 5,7 м; скв. 543 – 2,5 м; скв. 8р – 1,75 м.

Многолетний график четко разделяется на три периода. Первый период с 1984 по 1985 г. характеризуется снижением уровня, реагирующего на сработку водоносного горизонта в процессе карьерного водоотлива объемом 7,6-7,8 млн м³/год. Второй период – период стабилизации режима подземных вод за счет уменьшения годовых объемов карьерного водоотлива. Карьерный водоотлив в период с 1986 по 1993 г. составил 4-6,2 млн м³/год. Стабилизация уровней фиксируется в этот период на глубине 23,9 м в скв. 3652, в скв. 12р – на 14,8 м, при этом в скв. 12 р наступление стабилизации сказывается значительно раньше, точнее начало периода стабилизации уровня ПВ в скв. 3652 приходится практически на завершение этого периода для уровня в скв. 12р.

Участки скв. 8р, 11, 543, 632 характеризуются по всему ряду наблюдений снижением уровня ПВ. Темп снижения по скв. 8р, удаленной от карьера на расстояние 4200 м, составил 0,14 м/год; в скв. 632, 11, удаленных на расстояние 3000-7500 м, – 0,05 м/год; в скв. 543, удаленной на расстояние 6200 м, – 0,069 м. Третий период характеризуется кривой восстановления уровня, связанного с уменьшением объема карьерного водоотлива: с 1986 г. (6 млн м³/год) по 1994 г. (0,04 млн м³/год) с последующим прекращением водоотлива. Темп восстановления уровня по скв. 3652, удаленной от карьера на расстояние 2500 м, составил 0,11 м/год; в скв. 12р, удаленной на расстояние 4700 м, – 0,05 м/год. В

скв. 3652 уже в 2001 г. наблюдается вновь тенденция к снижению уровня. По скв. 3637, 3640, расположенным соответственно: 1200 м севернее, 1700 м западнее и 1300 м южнее карьера, в 2000-2001 гг. фиксируется снижение уровней ПВ, т.е. налицо результат дренирования ПВ карьером. Темп снижения уровней соответственно: скв. 3637 - 0,0005 м, скв. 3639 - 0,0008 м, скв. 3640 - 0,0026 м.

На участке Ушкатынского карьера по созданной в 2000 г. сети наблюдательных скв. 3631-3636 уровни ПВ в разрезе 2000-2001 гг. отражают сезонный характер режима за исключением скв. 3633, отражающей изменение уровня ПВ в условиях влияния карьерного водоотлива. С середины ноября - начала декабря по конец марта уровень ПВ непрерывно понижается, испытывая на фоне общего спада незначительные колебания, связанные с изменением температуры воздуха и др. факторов. Конец марта - апрель характеризуется резким подъемом уровня ПВ, который происходит за счет интенсивного питания ПВ снеговыми и дождевыми осадками. Период с мая по конец сентября – начало октября характеризуется спадом уровня ПВ с отдельными подъемами, вызванными инфильтрацией летних и осенних осадков. Октябрь – начало ноября – это период временной относительной стабилизации уровня ПВ.

Снижение уровня ПВ в районе карьера в наблюдаемый период находится в прямой зависимости от объемов карьерного водоотлива. Средний годовой объем карьерного водоотлива составляет около 1,1 млн м³/год. Темп снижения составляет в год 0,0024 м.

Август–декабрь 2001 г. характеризуется наибольшей величиной (0,55 м) снижения уровня, процесс которого продолжается и на начало 2002 года, т.е. идет формирование площадной районной депрессии. Конфигурация соответствующей депрессии подтверждает мощное многолетнее влияние карьерного водоотлива рудника Дальнезападный и отображает условия формирования депрессионной воронки под влиянием карьерного водоотлива Ушкатынского рудника. Общее направление потока ПВ - с СВ на ЮЗ, гидравлический уклон 0,0286...0,0477. Радиус депрессионных воронок соответственно: ДЗР – 6-7 км, Ушкатынский – 2-3 км. Расчет питания ПВ основного водоносного комплекса фаментурнейских пород произведен по методике К.Н. Биндмана. Метод основан на наблюдениях за уровенным режимом ПВ в одиночной скважине. Расчет производился за период: август 2000-2001 гг. (табл. 3).

Средняя годовая величина питания ПВ в пределах исследуемой площади составляет для Ушкатынского участка – 1,32, Дальнезападного – 0,64, что объясняется влиянием области питания в разной степени на эти участки.

Таблица 3

Годовая норма величины питания по режимным скважинам

У Ч А С Т О К														
Дальнезападный										Ушкатынский				
Скв.	3638	3640	3652	776	634	632	633	543	8р	3631	3632	3634	3635	3636
	0,96	0,9	0,48	0,91	0,71	0,22	0,73	0,51	0,37	1,05	1,62	1,51	1,23	1,19
Ср. год 0,6										Ср. год 1,3				
F=59 км²										F=36 км²				

При инфильтрационном питании водоносного комплекса атмосферными осадками ес-

тественные ресурсы определяются по формуле:

$$Q_e = WF,$$

где W – суммарное годовое питание ПВ; F – площади локальных участков питания; M – коэффициент водоотдачи для D_3fm-C_{1t} 0,02.

Для участка Ушкатын-3:

$$Q_e = 1,3 \cdot 0,02 \cdot 36 \cdot 1\,000\,000 = 0,94 \text{ млн м}^3/\text{год},$$

т.е. при постоянном режиме работы скважин водопонижительной системы с суммарным водоотливом около 1 млн м³/год положение уровней подземных вод возможно ниже дна карьера.

Для участка Дальнезападный:

$$Q_e = 0,6 \cdot 0,02 \cdot 59 \cdot 1\,000\,000 = 0,71 \text{ млн м}^3/\text{год},$$

что ведет к затоплению карьеров, в условиях их консервации, с постоянным подъемом уровня, что подтверждается реальной ситуацией на карьерах ДЗР.

Список литературы

1. Положение о государственном мониторинге недр РК. Постановление Правительства РК от 27.01.1997 г. – 5 с.
2. Методические рекомендации по организации и производству наблюдений за режимом уровня, напора и дебита подземных вод. – Караганда, 1997.
3. Методические указания по оценке влияния на окружающую среду размещенных в накопителях производственных отходов, а также складированных под открытым небом продуктов и материалов. – Алматы, 1997.
4. Дополнение № 2 к Контракту № 70 (лицензия серии ГКИ № 210Д от 08.12.1997 г.) на проведение добычи полиметаллических руд месторождения Жайрем.

Получено 22.09.08

УДК 622.013:502.76:553.042

А.А. Жанбатыров

АО «Центр инжиниринга и трансферта технологий»

ПУТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ЖАЙРЕМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Жайремское барит-полиметаллическое месторождение (Дальнезападный участок) разрабатывался с 1972 по 1995 год. За данный период времени было вынуто 92,3 млн м³ вскрышных пород, которые размещены в породных отвалах.

В настоящее время месторождение находится в состоянии сухой консервации до 2012 года без производства водоотлива.

Вскрышные породы карьеров Дальнезападного рудника (ДЗР) представлены следующими основными типами: золотые пески, загипсованные монтмориллонитовые глины, кора выветривания палеозойских отложений, скальные углисто-глинисто-карбонатные породы, скальная глинисто-кремнисто-карбонатная пиритизированная метасоматическая порода.

Испытания скальных пород вскрыши проводились с целью определения их пригодности в качестве бутового камня, крупного заполнителя (щебня) в обычном, дорожном и гидротехническом бетонах и заполнителя асфальтобетонных смесей.

Испытания рыхлых пород вскрыши (пески, неогеновые глины и кора выветривания

палеозойских отложений) проводились с целью определения их пригодности в качестве заполнителей всех видов бетонов, материалов для приготовления строительных растворов и материалов для устройства дорожных одежд.

На размытой и сложнорасчлененной поверхности древней коры выветривания залегает кайнозойская толща неслоистых загипсованных монтмориллонитовых чрезвычайно вязких неогеновых глин светло-зеленой и серо-зеленой окраски. Мощность толщи глин колеблется от 1-2 до 35-40 м.

Верхнюю часть кайнозойского комплекса составляют неслоистые, слабосвязанные суглинистым материалом мелко- и среднезернистые кварц-полевошпатовые четвертичные эоловые пески буровато-желтой и серовато-желтой окраски. Они имеют на месторождении повсеместное распространение и образуют в рельефе песчаную долину (равнину) с отдельными барханами. Мощность их изменяется в пределах 1-10 м и обычно составляет 4-6 м.

Характеристика участков отбора проб вскрыши на ДЗР представлена в табл. 1. Результаты испытаний представлены в табл. 2-7.

Таблица 1

Характеристика участков отбора проб вскрыши карьеров ДЗР

№ п/п	Типы пород	Объем вскрышных пород в контуре карьеров		Участки отбора проб			
		млн м³	% к общему объему вскрышных пород	Количество участков	Горизонты отбора проб	Протяженность участков, м	Уд. вес участков отбора проб в общей протяженности соотв. горизонт., %
1	Эоловые пески	9	5,4	4	389,4 389,9 392,387	235	7,1
2	Загипсованные монтмориллонитовые (неогеновые) глины	38	22,7	16	384,7 375,6 374,8 371,2 365,2 385,4 385,6 385,373	970	30,2
3	Кора выветривания палеогеновых сглин	26	15,6	15	341,5 343,338 330,365 335,354 356	850	37,8
4	Скальные углисто-глинистые породы	56	33,6	6	291,2-90,5		
5	Скальные кремнисто-карбонатные пиритизированные породы	38	22,7	4	281,2-90,5		
	Всего	167	100	48			

Таблица 2

*Физические свойства горных пород окисленной зоны коры выветривания
Жайремского месторождения*

№ п/п	Показатели	Количество проведенных испытаний	Предельные значения показателя		Среднее значение показателя
			max	min	
1	2	3	4	5	6
1	Естественная влажность, %	16	29,9	12,5	19,7
2	Предел пластичности, %	11	45,0	32,7	36,5
3	Предел раскатывания, %	11	32,0	15,6	22,1
4	Число пластичности, %	11	21,5	7,8	14,5
5	Показатель консистенции	11	0,962	0,020	0,139
6	Объемная масса грунта, г/см ³	16	2,33	0,71	2,03
7	Плотность, г/см ³	16	3,3	2,75	2,97
8	Объемная масса скелета грунта, г/см ³	12	2,01	1,35	1,67

Окончание табл. 2

1	2	3	4		5
9	Пористость, %	12	53,8	36,0	43,2
10	Коэффициент пористости	12	1,03	0,58	0,79
11	Максимальная молекулярная влагоемкость, %	3	20,1	14,2	16,5
12	Коэффициент водонасыщения	12	0,88	0,43	0,71
13	Влажность набухания, %	8	42,2	2,8	30,7
14	Величина свободного набухания, %	8	19,3	1,0	9,7

Таблица 3

*Прочностные и деформационные характеристики горных пород окисленной зоны
коры выветривания*

№ п/п	Показатели	Количество проведенных испытаний	Предельные значения по- казателя		Среднее зна- чение пока- зателя
			max	min	
1	Угол внутреннего трения, град.	8	35	12	24
2	Сцепление, кг/см ²	8	0,76	0,03	0,18
3	Коэффициент сжимаемости в ин- тервале 1-3 кг/см ²	9	0,0810	0,0108	0,0271
4	Модуль деформации, кг/см ²	9	174	15	75

Таблица 4

Физические свойства неогеновых монтмориллонитовых глин

№ п/п	Показатели	Количество проведенных испытаний	Предельные значения по- казателя		Среднее зна- чение пока- зателя
			max	min	
1	Естественная влажность, %	42	38,0	12,3	26,02
2	Предел пластичности, %	42	73,7	20,6	54,28
3	Предел раскатывания, %	42	29,2	13,0	23,39
4	Число пластичности, %	42	47,7	16,5	31,45
5	Показатель консистенжности	42	0,33	0,02	0,077
6	Объемная масса грунта, г/см ³	42	2,17	1,78	1,95
7	Плотность, г/см ³	42	1,87	1,37	1,55
8	Объемная масса скелета грунта, г/см ³	42	2,77	2,60	2,71
9	Пористость, %	42	48,5	31,9	41,9
10	Коэффициент пористости	42	1,0	0,49	0,78
11	Максимальная молекулярная вла- гоемкость, %	42	31,05	9,3	23,10
12	Коэффициент водонасыщения	42	1,0	0,68	0,91
13	Влажность набухания, %	42	46,0	16,6	32,85
14	Величина свободного набухания, %	42	18,5	1,1	8,8

Таблица 5

*Прочностная и деформационная характеристика неогеновых монтмориллонитовых
глин*

№ п/п	Показатели	Количество проведенных испытаний	Предельные значения по- казателя		Среднее зна- чение пока- зателя
			max	min	
1	Угол внутреннего трения, град.	42	29	4	14,6
2	Сцепление, кг/см ²	42	1,30	0,34	0,88
3	Коэффициент сжимаемости в ин- тервале 1-3 кг/см ²	42	0,028	0,0063	0,0162
4	Модуль деформации, кг/см ²	42	250	67	125

Таблица 6

Физические свойства эоловых песков

№ п/п	Показатели	Количество проведенных испытаний	Предельные значения по- казателя		Среднее зна- чение пока- зателя
			max	min	
1	Естественная влажность, %	12	7,1	1,3	8,6
2	Влагоемкость максимально- молекулярная, %	17	21,8	6,8	16,1
3	Влагоемкость полная, %	17	30,8	20,7	24,4
4	Объемная водоотдача, %	17	20,8	3,8	8,4
5	Объемная масса естественной структуры, г/см ³	17	1,64	1,35	1,47

6	Объемная масса уплотненного грунта, г/см ³	17	1,84	1,64	1,70
7	Плотность, г/см ³	17	2,70	2,67	2,68
8	Коэффициент пористости	12	1,05	0,78	0,94
9	Коэффициент водонасыщения	17	0,18	0,038	0,070
10	Коэффициент фильтрации, м/сутки	12	30,0	1,7	7,71
11	Угол естественного откоса, град:				
	- сухого грунта	17	44,0	35,5	38,6
	- под водой	8	38,5	34,0	35,25
12	Пористость, %	12	51,4	43,4	48,3

В процессе лабораторных испытаний пород вскрыши карьеров ДЗР определялись следующие показатели:

А. По исходной скальной породе: плотность, объемная масса, пористость, водопоглощение, морозостойкость, предел прочности при сжатии, коэффициент разрыхления.

Б. По щебню (фракция 40-20, 20-10, 10-5 мм): объемная насыпная масса, содержание зерен пластинчатой(лещадной) и игловатой форм, содержание зерен слабых пород, содержание пылевидных, илистых и глинистых частиц, содержание сернистых и сернокислых соединений в пересчете на SO₃, содержание растворимого кремнезема, потерь в массе при определении дробимости, потеря в массе при испытании в полочном баране, морозостойкость. Методика проведения испытаний соответствует ГОСТ 8269-76. Щебень из естественного камня, гравий и щебень из гравия для строительных работ. Методы испытаний.

В. По образцам асфальтобетонных смесей, изготовленным из щебня скальных пород вскрыши: плотность, удельный вес, пористость минеральной части (остова) и остаточная пористость асфальтобетонной смеси, водонасыщение, набухание асфальтобетонной смеси после насыщения водой, предел прочности при сжатии, коэффициент водостойкости, водостойкость при длительном водонасыщении, сцепление битума с минеральной частью асфальтобетонной смеси, слеживаемость холодной асфальтобетонной смеси. Методика соответствует ГОСТ 12801-77. Смеси асфальтобетонные дорожные, аэродромные и асфальтобетон. Методика испытаний.

Г. По пескам: зерновой состав и модуль упругости песка, содержание глины в комках, содержание пылевидных, глинистых и илистых частиц, содержание органических примесей, минерально-петрографический состав, плотность, объемная насыпная масса, пустотность песка. Методика соответствует ГОСТ 8735-75. Пески для строительных работ. Методика испытаний.

Д. По рыхлым отложениям монтмориллонитовых глин и коры выветривания палеозойских отложений: пластичность, гранулометрический состав, пористость, плотность, определение объемной массы в ненарушенном состоянии, показатель консистенции. Методика соответствует следующим ГОСТам:

ГОСТ 5180-75. Грунты. Методы лабораторного определения влажности.

ГОСТ 5181-78. Грунты. Методы лабораторного определения удельного веса.

ГОСТ 5182-78. Грунты. Методы лабораторного определения объемного веса.

ГОСТ 5183-77. Грунты. Методы лабораторного определения границ текучести и раскатывания.

ГОСТ 5184-64. Грунты. Методы лабораторного определения границ текучести.

ГОСТ 12536-79. Грунты. Методы лабораторного определения гранулометрического (зернового) состава.

Скальные породы:

ГОСТ 22132 -76. Камень бутовый. Технические условия.

ГОСТ 8267-75. Щебень из естественного камня для строительных работ.

ГОСТ 4797-69. Бетон гидротехнический. Технические требования к материалам для его приготовления.

ГОСТ 8424-72. Бетон дорожный.

ГОСТ 10268-70. Заполнители для тяжелого бетона. Технические требования.

ГОСТ 23254-78. Щебень для строительных работ из попутно добываемых пород и отходов горно-обогатительных предприятий. Технические условия.

ГОСТ 9128-76. Смеси асфальтобетонные дорожные, аэродромные и асфальтобетон. Технические условия.

Эоловые пески:

ГОСТ 8736-77. Пески для строительных работ. Технические условия.

Бутовый камень: углисто-глинисто-кремнисто-карбонатные породы соответствуют марке «800» и Мр350; глинисто-кремнисто-карбонатные породы соответствуют марке «1000» и Мр150.

На основании проведенных исследований была определена область применения вскрышных пород месторождения Жайрем (Дальнезападный участок) и данные сведены в табл. 7.

Таблица 7

*Область применения вскрышных пород месторождения Жайрем
(Дальнезападный участок)*

№ п/п	Типы вскрышных горных пород	Область применения
1	Эоловые пески	После обогащения (отсева фракций размером более 5 мм и отмывки фракций размером менее 0,14 мм с одновременным удалением гипса, каолинизированных и глинистых пород) - в качестве мелкого заполнителя (песка) бетонов и асфальтобетонных смесей.
2 3	Монтмориллонитовые глины. Кора выветривания палеозойских отложений	В качестве механических грунтов при рекультивации земель.
4	Гипс	После селективного отделения от массы монтмориллонитовых глин - в качестве гипсового камня 4-го сорта используется для добавки при производстве вяжущих материалов.
5	Углисто-глинисто-кремнисто-карбонатные породы	В качестве минерального сырья для получения бутового камня. В качестве крупного заполнителя (щебня) для устройства дорожных покрытий и оснований, обработанных органическим вяжущим.
6	Углисто-глинисто-кремнисто-карбонатная скальная порода.	В качестве крупного заполнителя (щебня) в тяжелом бетоне. В качестве крупного заполнителя (щебня) в гидротехническом бетоне подводного и надводного уровней, находящихся в умеренных климатических условиях. В качестве крупного заполнителя (щебня) в дорожном бетоне нижнего слоя. В качестве крупного заполнителя (щебня) в бетонах для ж/б и бетонных безнапорных труб.

		<p>В качестве крупного (щебня) и мелкого (дробленого песка) заполнителей горячих и теплых асфальтобетонных смесей II-IV марок типа «Вх», применяемых при строительстве дорог в IV-V дорожно-климатических зонах:</p> <ul style="list-style-type: none">- для верхнего слоя покрытий и оснований дорог I- IV технических категорий;- нижнего слоя покрытий и оснований дорог I-IV технических категорий;- аэродромных покрытий III-IV категорий нормативных нагрузок. <p>В качестве крупного (щебня) и мелкого (песка) заполнителей горячих и теплых асфальтобетонных смесей II-IV марок типа «Б» и «В», холодных асфальтобетонных смесей II марки типа «Бх» и «Вх», применяемых в строительстве дорог в IV- V дорожно-климатических зонах:</p> <p>для нижнего и верхнего слоев покрытий и оснований дорог I-IV технических категорий;</p> <p>аэродромных покрытий III-IV категорий нормативных нагрузок.</p>
--	--	--

Данные типы вскрышных пород характеризуют и оставшуюся массу горных пород. Объем вскрышных пород по ДЗР, предстоящих к выемке при полной отработке Дальне-западного участка месторождения Жайрем, составит 62,0 млн м³ [1].

Список литературы

1. Схема развития Жайремского ГОКа. – Усть-Каменогорск: КГЦМ, 1996.

Получено 22.09.08

УДК 553.98(57)

А.О. Косанов

Кызылординский Инженерно-экономический институт, г. Кызылорда

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ, СВЯЗАННЫЕ С ЭКСПЛУАТАЦИЕЙ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ЮЖНО-ТУРГАЙСКОГО ПРОГИБА**

На сегодняшний день нефтегазовый комплекс Казахстана занимает ведущую позицию в формировании республиканского бюджета (более 65 %) и значительную доходную часть областных бюджетов нефтяных регионов (до 98 %), тем самым является основной определяющей отраслью социально-экономического развития страны в ближайшей перспективе. Поэтому нефтегазовый сектор республики является самой привлекательной отраслью для прямых иностранных инвестиций. Поступление прямых иностранных инвестиций с 1997 по 2000 г. в нефтегазовый сектор составило 27,4; 68,8; 78,78 и 72,1 %, соответственно, а в среднем за период 1993-2000 гг. - 61,6 % [1].

Что касается Южно-Тургайского нефтегазоносного бассейна, можно отметить, что с каждым годом на месторождениях увеличиваются объемы добычи углеводородного сырья. На рис. 1 приведена обзорная карта месторождений описываемого региона.



Рисунок 1 – Обзорная карта района работ по нефтегазодобыче Южно-Тургайского прогиба



Рисунок 2 – Оценка перспективности бассейна методом ДЗЗ

С учетом вышеизложенного представляется необходимым разработать комплекс мероприятий, нацеленных на оптимальную эксплуатацию уже известных нефтегазовых месторождений, а также поиск и выявление в регионе геологических объектов, обладающих нереализованной частью углеводородного потенциала.

Прежде всего должна быть разработана новая единая стратегия технологических, геолого-буровых и геофизических исследований в Южно-Тургайском нефтегазоносном бассейне. При разработке новой стратегии и нефтедобывающим, и геофизическим сервисным компаниям, работающим в Южном Тургае, необходимо четко определить, что этап освоения структур антиклинального типа практически заканчивается, за небольшим исключением.

В частности, на большинстве эксплуатируемых казахстанских месторождений, несмотря на высокую производительность добычи, отмечаются существенные потери нефтегазового продукта в недрах (до 40-60 %). Все дело в том, что в ходе эксплуатации залежи значительно снижается пластовое давление, что приводит к прекращению возможности фильтрации нефти или газа. В таких случаях продуктивность промысла уменьшается, а в недрах остается значительное количество продукта. Подобная практика подтверждается на многих южно-тургайских блоках. В этой связи одним из главных средств реабилитации месторождений Южного Тургая является регулярное проведение исследовательских работ, позволяющее осуществлять мониторинг и эффективное управление процес-

сом недропользования.

С учетом изложенного предполагается, что уже в ближайшее время многие нефтяные компании, разрабатывающие Южно-Тургайский бассейн, столкнувшись с проблемами оптимизации эксплуатации месторождений, возьмут на вооружение новые методики интенсификации, рентабельность и рациональность которых доказаны. Причем на первом этапе новые методики следует применять на крупных по величине запасов нефти месторождениях (Кумколь, Восточный Акшабулак, Коныс и др.) [4].

Следующая главная задача исследований по Южному Тургаю – это выявление и подготовка к глубокому бурению. Современное состояние геолого-буровой и геофизической изученности указывает на то, что величина прогнозного нефтеносного потенциала реализована на уровне 70-75 %. Оставшаяся часть, по мнению многих специалистов, изучающих этот регион, связана со сложно построенными ловушками различных генетических типов, преимущественно неантиклинальными [5].

Поэтому в настоящее время одной из главных задач, стоящей перед регионом Южного Тургая, является определение наиболее вероятных зон поисков оставшейся нереализованной части нефтегазового потенциала. Причем площадь исследований может существенно увеличиться за счет включения в поиски многочисленных перспективных блоков, в которых наиболее вероятно развитие неантиклинальных ловушек. Сюда должны относиться практически все внутрибассейновые зоны Арыскупской и Акшабулакской выступов.

Следует отметить, что примерно 80 % найденных месторождений нефти и газа находятся в антиклиналях. Размеры антиклиналей в среднем составляют: в длину 5–10 км, в ширину 2–3 км и в высоту 50–70 м. Известны очень большие антиклинали. Например, самое крупное в мире нефтяное месторождение Гавар (Саудовская Аравия) имеет размеры в плане 225×25 км и в высоту 370 м, а газовое месторождение Уренгой (Россия) 120×30 км при высоте 200 м.

Полученные результаты станут основой для широкого развертывания поисково-разведочных работ по неантиклинальному направлению, актуальность которых в данное время подчеркивается резким сокращением количества оставшихся выявленных и подготовленных объектов. В связи с этим выявленные зоны предполагаемого развития уже сейчас должны быстрым темпами вводиться в поисковое бурение с целью определения их нефтегазоносности и уточнения направлений дальнейших работ.

Таким образом, перечислены основные резервы наращивания нефтегазового потенциала в разрезе выявления и подготовки к глубокому бурению фонд ловушек неантиклинального типа. Добавим, что если возможный прирост запасов по антиклинальным структурам, еще не вошедшим в поисково-разведочное бурение, возможно, не превышает 30-50 млн тонн, то оставшаяся часть прогнозных извлекаемых запасов, связанных с объектами неантиклинального типа, по прогнозным оценкам, может составить 30-35 % от общего объема углеводородов Южно-Тургайского нефтегазового бассейна [6].

Третье направление – это организация исследований тактического характера, продолжение работ по выявлению и подготовке к глубокому бурению обычных структур, исследование потенциала горизонтального бурения.

В заключение можно сказать, что проблемы и перспективы развития нефтегазового потенциала Южно-Тургайского прогиба тесно взаимосвязаны. Несмотря на то, что практически остается прежним комплекс мероприятий и исследований: технологические, геолого-буровые и геофизические работы должны реализовываться на совершенно новом качественном и количественном уровнях. Это позволит начать реализацию приоритетных

задач в Южно-Тургайском бассейне на ближайшие годы, которые заключаются в следующем:

- мониторинг процесса добычи и рациональное его управление. Эта задача непростая и потребует от нефтяных компаний перестройки стратегии разработки и новых исследований. Однако следует заметить, что существующий мировой опыт позитивен;

- вторым приоритетом следует определить задачу выявления и подготовки к глубокому бурению ловушек неантиклинального типа в силу вышеуказанных причин, возможностей горизонтального бурения, сокращения объема традиционных структур [7];

- продолжение поискового этапа и подготовки к глубокому бурению традиционных структур антиклинального типа. Конечно, реализация поставленных задач потребует больших капиталовложений на геофизические исследования и бурение. Однако и окупаемость понесенных затрат достаточно ощутима.

Реализация выделенных задач позволит Южно-Тургайскому прогибу еще долгие годы обеспечивать повышение добычи и эффективность эксплуатации месторождений. В противном случае, в недалеком будущем Казахстан может получить истощенные недра, что приведет только к низкопродуктивному и высокоаварийному производству, отсталости в технике и технологиях в целом и узкоотраслевых в частности, застою общего развития экономики.

Сравнительный анализ проблем эксплуатации нефтепромыслов показал, что интенсификация нефтедобычи Южно-Тургайского прогиба может быть достигнута на основе комплекса мер. Устранение проблем при подготовке к бурению и эксплуатации, увеличение выхода ценных товарных продуктов и повышение их качества показывает высокую эффективность. Добавим и повышение требований к обеспечению отказоустойчивости технологического оборудования с соблюдением всех требований экологической безопасности. Все это в конечном итоге приведет к значительному снижению удельных капитальных затрат, энергоемкости и себестоимости продукции, а также экологической нагрузки.

Интенсификация основных технологических процессов на нефтяных промыслах при правильном, грамотном подходе позволяет добиться значительного экономического эффекта. Значение этого комплекса технических и организационных мероприятий для предприятия в отдельности и отрасли в целом трудно переоценить, особенно в свете интеграции в мировое экономическое сообщество и индустриально - инновационного развития страны. Это даст возможность конкурировать с ведущими иностранными компаниями и не остаться только сырьевой составляющей в эпоху глобализации.

Список литературы

1. Стратегия «Казахстан-2030»: итоги первого 10-летия и перспективы: Материалы Международ. конф. – Астана, 2007. – Т.1. – № 5.
2. Воцалевский Э.С. Месторождения нефти и газа Казахстана /Э.С. Воцалевский, Б.М. Куандыков, Э.Е. Булекбаев и др.: Справочник. – М.: Недра, 1993.
3. Огай Е.К. Новые перспективы и направления нефтегазопроисловых работ с использованием современных технологий дистанционного зондирования Земли / Е.К. Огай, С.Б. Уразаева, В.Б. Петровский //Каротажник. – Вып. 3(156). – 2007. – С.17-22.
4. Давыдов Н. Проблемы оценки и освоения запасов месторождения Южно-Тургайского нефтегазосного бассейна // Междунар. науч.-техн. конф. «Инновационные пути развития нефтегазовой отрасли Республики Казахстан». – 2007. – С. 199-207.
5. Куандыков Б.М. Строение глубокопогруженных отложений Арыскупского прогиба Южно-Тургайской впадины по сейсмостратиграфическим данным /Б.М. Куандыков, А.Ш. Нажметдинов, Р.Б. Сапожников // Геология нефти и газа. – 1992. –№ 12. – С. 22-27.
6. Нефтегазовый комплекс 2005: середина пути пройдена: Редакционный обзор // Междунар. деловой журнал KAZAKHSTAN. – 2005. – № 2. – С. 13-18.

7. Клещев К.А. Геологоразведочные работы на нефть и газ в Южном Казахстане и их направление на 1989-1990 гг. и до 2000 г. / К.А. Клещев, В.И. Карпов, Ф.Е. Синицын и др. // Геология нефти и газа. - 1988. - № 10. - С. 19-22.

Получено 19.09.08

УДК 622.244.442.063

Г.А. Кудайкулова

КазНТУ им. К.И.Сатпаева, г. Алматы

К ВОПРОСУ О МЕХАНИЗМЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОЛИМЕРНЫХ РЕАГЕНТОВ В СОСТАВЕ ПОЛИМЕР-ГЛИНИСТЫХ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ

Высокие технико-экономические показатели бурения при использовании полимерных растворов достигаются благодаря комплексу свойств, которые можно регулировать в зависимости от конкретных горно-геологических условий.

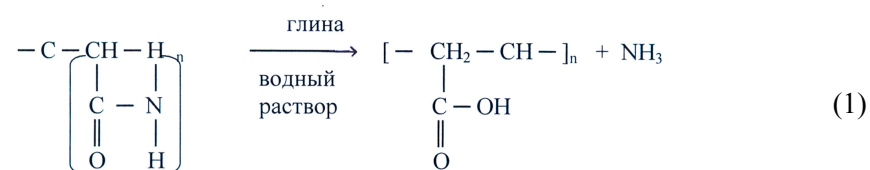
Широкое применение полимеров в составе бурового раствора позволяет сократить расход химических реагентов, уменьшить затраты физического труда, что способствует сокращению сроков строительства скважин и экономии материальных затрат.

Технологическая эффективность полимерных реагентов обусловлена рядом специфических характеристик, присущих только им и отличающих их от других реагентов. К этим характеристикам полимеров относят огромную молекулярную массу, конформационное и конфигурационное многообразие, прочность цепи макромолекулы, а также полиэлектролитные свойства и способность к межмолекулярным взаимодействиям, то есть поверхностную активность.

Часто при введении в раствор полимера улучшается или изменяется сразу несколько технологических параметров бурового раствора.

Существуют определенные закономерности взаимодействия в полимер-глинистых системах, выявляя которые можно реализовать возможность управления их свойствами. Рассмотрим эти закономерности.

В водном растворе цепочки молекул полимера, например такого, как полиакриламид (ПАА), скручиваются в спирали, складываются в «пачки», т.е. образуют сетчатую, «сшитую», загущенную структуру, которая затем взаимодействует с бентонитовой глиной. Причем наряду с образованием загущенной структуры в полимер-глинистом растворе можно предположить наличие химического взаимодействия между молекулами полимера и глинистыми частичками. Известно, что амидные группы подвергаются гидролизу достаточно интенсивно в растворах щелочных, каковыми являются буровые растворы. Глина соответствует созданию среды, в которой логично протекает гидролиз по следующей схеме:



В работе [1] процесс взаимодействия полимеров с глиной рассмотрен с позиций изменения энергетики процессов. Как считают авторы, процессы адсорбции полимеров на глинистой фазе идут с выделением теплоты (экзотермические процессы) и проходят экстремальную точку, а затем после заполнения поверхности энергия нарастает, и процесс

становится эндотермическим. Этим можно объяснить тот факт, что при определенной концентрации, когда энергия эндотермического процесса максимальна и система неустойчива, происходит флокуляция глинистых частиц полимером. Затем при увеличении концентрации полимера система постепенно стабилизируется за счет снижения энергии ее почти до нуля. И далее при увеличении концентрации полимера энергия процесса нарастает, он становится эндотермическим и система дестабилизируется. Это объясняется тем, что в системе происходят взаимодействия побочных факторов и образования других структур.

Основная трудность теоретического описания водных растворов полимеров заключается в существовании сильных специфических взаимодействий (например водородные связи или более слабые диполь – дипольные взаимодействия) между молекулами воды и сегментами полимерной цепи. Эта трудность усугубляется существующей до настоящего времени неопределенностью представлений о структуре самой жидкой воды. При проведении экспериментов с водными растворами полимеров возникает дополнительная проблема обеспечения полного растворения полимера, причем, даже если это условие выполняется, иногда нелегко избежать агрегации растворенных молекул.

Экспериментальные значения энтропии и энтальпии разбавления ряда полимеров в воде часто имеют отрицательный знак, что соответствует экзотермическому характеру процесса смешения в отличие от эндотермического смешения, которое обычно наблюдается для неполярных систем при комнатной температуре.

В работах Баркера и Фока [2] и Уилера [3] были сделаны попытки дать формальное описание этих представлений в рамках модели решетки или «декорированной решетки» для низкомолекулярных соединений.

Эти модели были построены в предположении, что единственным видом нетривиальных взаимодействий являются взаимодействия между молекулами двух различных компонентов, которые носят характер либо притяжения, либо отталкивания. Считалось, что на каждой молекуле имеются особая точка контакта и ряд обычных точек. Притяжению соответствует случай, когда специальная точка контакта молекулы одного типа направлена навстречу соседней молекуле другого типа. Анализ показал, что описанная модель предсказывает кривую сосуществования в виде замкнутой петли.

Не исключено, что аналогичные представления применимы для описания не только низкомолекулярных жидкостей, но также и растворов полимеров, для которых обнаружена кривая сосуществования в виде замкнутой петли. Заметим, однако, что с точки зрения теории свободного объема для таких систем можно ожидать наличие и второй верхней критической температуры растворения при нагревании до температур, близких к критической точке воды. Из соображений симметрии вытекает, что должна существовать также вторая нижняя критическая температура растворения, лежащая ниже температуры плавления льда.

Впервые представление о такой гипотетической нижней критической температуре было введено на основе других соображений в работе Молино [4]. По его оценкам, благодаря понижению растворимости ПОЭ в воде при охлаждении ниже 318 К, нижняя критическая температура для системы ПОЭ - вода должна быть равной 258 К. Качественно аналогичный вывод был сделан независимо в работе Хью и Купера [5], по расчетам которых соответствующая температура равна 278 К.

Согласно имеющимся экспериментальным данным в работе [6] для ряда водных сис-

тем параметр взаимодействия растет по мере повышения концентрации полимера и может даже проходить через максимум.

В области разбавленных растворов экзотермические взаимодействия между полимером и молекулами воды способствуют смешению. По мере повышения концентрации полимера вклад таких взаимодействий понижается, в то время как благодаря эффекту структурирования возрастает абсолютное значение декремента энтропии. Оба этих эффекта понижают растворимость полимера в воде и приводят к возрастанию параметра взаимодействия с ростом концентрации полимера.

Описанное выше поведение наблюдается не для всех водных растворов полимеров. В частности, для водных растворов полиакриловой кислоты и ПАА в области низких pH найдены положительные значения энтальпии и энтропии разбавления [7].

Калориметрические измерения Дея и Робба [8] подтвердили эндотермический характер разбавления ПАА водой, в то время как разбавление водой замещенных ПАА сопровождается появлением отрицательных теплот разбавления. Предполагается, что эндотермический характер разбавления растворов ПАА связан с затратами энергии на разделение ассоциированных амидных диполей.

Взаимодействие полимера с глинистыми частичками является экзотермическим процессом, и процесс адсорбции полимера на глине и стабилизации глинистой суспензии идет практически самопроизвольно и с большой скоростью. Уловить экстремальную точку не удастся, т.к. с увеличением содержания глины процесс стабилизации продолжается и ускоряется. Адсорбция полимера на глине зависит от активности глины и величины его зерен.

Для интерпретации данных, полученных при взаимодействии полимеров на поверхности глинистых частиц, пользуются термодинамическими методами, а именно расчетом и оценкой таких величин, как энтропийный фактор и плотность энергии когезии (П.Э.К.). Метод оценки этих величин применяется в исследовательской практике. Значения этих параметров и их изменения в динамическом режиме дает возможность оказывать влияние на протекание процесса.

П.Э.К. [9] является удобной величиной для оценки меры интенсивности межмолекулярного взаимодействия и численно равна потенциальной энергии единицы объема вещества, но имеет противоположный знак. П.Э.К. эквивалентна работе удаления взаимодействующих молекул или атомов на бесконечно большое расстояние друг от друга. Если когезия обусловлена силами Ван-дер-Ваальса, то П.Э.К. (С) можно определить по уравнению:

$$C = -E/V = -N_0 v/V, \quad (2)$$

где E - молярная потенциальная энергия вещества; V - молярный объем; v - потенциальная энергия одной молекулы; N_0 - число Авогадро.

Однако воспользоваться уравнением (2) для практических расчетов невозможно. Поэтому П.Э.К. часто выражают через параметр растворимости δ :

$$\delta = \sqrt{C}. \quad (3)$$

Параметр δ характеризует способность вещества к взаимному растворению, т.е. к образованию гомогенной системы. Обязательным условием образования такой системы является уменьшение ее свободной энергии ΔZ при смешении компонентов:

$$\Delta Z = \Delta H - T \Delta S > 0, \quad (4)$$

где ΔH (изменение энтальпии) - тепловой эффект смешения, растворения, смачивания,

адсорбции; ΔS - изменение энтропии; T - абсолютная температура.

Уравнение (4) - это известное уравнение Гиббса, главное термодинамическое уравнение любого процесса. Особенность систем, включающих полимеры, состоит в том, что большую роль в этом уравнении играет энтропийный фактор. В химии больших молекул и поверхностей обычно энтропийный фактор связывают со строением вещества, т.е. с образованием пачек, флокул, мицелл полимера в растворе и на поверхности сорбента. Изменение энтропии рассчитывается по формуле Флори-Хаггинса [10]:

$$\Delta S = -R \sum_{i=1}^m n_i \ln \Phi_i, \quad (5)$$

где R - газовая постоянная; n_i - число молей компонентов; Φ_i - их объемные доли.

Существует несколько уравнений для расчета параметра δ . Все они характеризуются большим или меньшим коэффициентом приближения. Наиболее прямым и точным методом определения параметров растворимости является вычисление δ по значениям ΔH [11]:

$$\delta = \Delta H - RT/V. \quad (6)$$

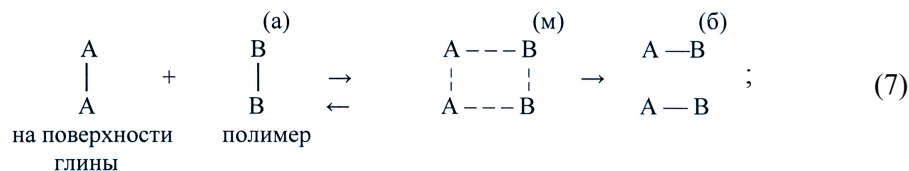
Нами рассчитаны значения энтропии и коэффициентов взаиморастворимости компонентов систем, содержащих различные полимерные реагенты при смешении с водой и адсорбированные на поверхности глин (табл. 1). Из таблицы видно, что наиболее высокими значениями энтропии и коэффициента взаиморастворимости характеризуется реагент Polycol 60 SM и система Polycol 60 SM + вода + глина. По-видимому, это можно объяснить строением этого реагента и большой молекулярной массой (по данным, полученным на вибрационном вискозиметре SV – 10 (Япония)).

С целью оценки и интерпретации процессов, протекающих на поверхности твердых сорбентов при их смачивании водными растворами полимеров, можно использовать различные методы. Например, с помощью уравнения Полинга [12] можно рассчитать энергию связи между активными центрами сорбента и полимера, физический смысл которой состоит в том, что этот параметр характеризует энергию деформации связей при контакте твердой поверхности с жидким раствором, прочность адсорбции полимеров на твердой поверхности.

Мультиплетная теория А.А. Баландина [13], основанная на методе адсорбционно-химических равновесиях и адсорбционно-кинетическом методе расчета, позволяет оценить предкаталитическое взаимодействие на поверхности твердых сорбентов.

Сочетания этих методов позволяют предположить следующий возможный механизм взаимодействия компонентов в системе полимер – порода:

1) при адсорбции раствора на поверхности твердого сорбента образуется мультиплетный адсорбционный комплекс, т.е. определенные активные центры на поверхности контактируют с определенными частями молекулы полимера по схеме:



2) в процессе, обычно не сопровождающемся катализом, стадия (б) не наступает, и процесс адсорбции является обратимым, достигая равновесия.

Адсорбция на глинистых минералах идет по центрам, содержащим такие активные

центры, как Mg, Ca. Наиболее прочно адсорбируется углеводородный скелет полимера, менее активно и прочно сорбируются функциональные группы. При адсорбции большое значение имеет строение вещества.

Полученные в настоящей работе данные свидетельствуют о том, что процесс адсорбции полимера на поверхности глины протекает до стадии образования мультиплетного адсорбционного комплекса. При небольших концентрациях полимеров происходят экзотермические взаимодействия полимеров с водой, и по мере увеличения концентрации полимеров вклад этих взаимодействий уменьшается. Но, с другой стороны, благодаря эффекту структурирования, происходит увеличение значения энтропии (табл. 1). Оба этих эффекта понижают растворимость полимеров в воде и приводят к возрастанию параметра взаимодействия с глинистой поверхностью с увеличением концентрации полимера.

Таблица 1

Энтропия и коэффициенты взаиморастворимости компонентов систем, содержащих различные реагенты

Состав системы	ΔS кал/моль	δ (кал/см ³) ^{1/2}
Polycol 60 S (0,1 – 0,7 %) + вода	20,35	65,7 – 87,5
Polycol 60 SM (0,1 – 0,7 %) + вода	20,30	67,5 – 78,9
Вода + глина 5,5 %	20,07	4,90
Polycol 60 S (0,1 – 0,7 %) + глина 7,7 % + вода	19,7 – 20,5	98 – 117
Polycol 60 SM (0,1 – 0,7 %) + глина 7,7 % + вода	18,7 – 19,5	80 – 94
Polyfor 30 (0,2 – 0,8 %) + вода	20,18	3,56 – 4,2
Polyfor 30 (0,2 – 0,8 %) + глина 8,3 % + вода	20,21	7,67 – 8,45

Критерием определения коллоидной активности глины является выход бурового раствора. Увеличение концентрации полимеров приводит к увеличению выхода бурового раствора, как это показано в табл. 2.

Полимеры (Polycol 60S, Polycol 60SM и Polyfor 30), которыми обрабатывают глинистые суспензии, адсорбируясь на поверхности дисперсной фазы, повышают ее гидрофильность, увеличивают толщину гидратной оболочки и, следовательно, эффективный объем дисперсных частиц, что приводит к росту пластической вязкости суспензии. Это улучшает выносящую способность раствора, смазочные свойства и способствует стабилизации стенок скважины.

Изученные полимеры представляют собой смесь ПАА соединений и являются активными, т.к. у них имеется активный центр, он находится на группе $=C=O$, где электронная плотность смещена к атому кислорода. Это приводит к сильному внутримолекулярному взаимодействию в щелочной среде.

При этом длинные молекулы полиакриламидных соединений закручиваются в спирали и складываются в «пачки». Активными центрами на поверхности изученной глины являются ионы кальция и магния.

Таблица 2

Состав и параметры буровых растворов

Состав раствора	Пласт. вяз-ть, мПа·с	Коэф. пласт-ти, с ⁻¹	СНС, Па	ПДНС, Па	Выход р-ра, м ³ /г
1	2	3	4	5	6
1. Глинистый раствор (гл. 8,6 % + 91,4 % H ₂ O)	6,0	1496	7,88	96	9,53
2. гл. 7,7 % + 0,1 % Pol.60S + H ₂ O	6,0	1496	3,02	96	12,65
3. гл. 7,7 % + 0,3 % Pol.60S + H ₂ O	8,0	971	3,36	86	12,94
4. гл. 6,8 % + 0,5 % Pol.60S + H ₂ O	8,5	825	3,36	79	14,70
5. гл. 6 % + 0,7 % Pol.60S + H ₂ O	13,0	365	3,36	61	16,76
6. гл. 8 % + 0,1 % Pol.60SM + H ₂ O	6,5	1403	3,36	98	12,35
7. гл. 8 % + 0,3 % Pol.60SM + H ₂ O	9,0	812	5,03	83	12,65

Окончание табл. 2

1	2	3	4	5	6
8. гл. 7,3 % + 0,5 % Pol.60SM + H ₂ O	10,0	686	5,03	79	13,97
9. гл. 6 % + 0,7 % Pol.60SM + H ₂ O	15,0	362	6,71	56	16,60
10. гл. 8,3 % + 0,2 % Polyfor 30+ H ₂ O	10,0	686	2,68	79	12,06
11. гл. 7,7 % + 0,4 % Polyfor 30+ H ₂ O	9,0	795	3,36	81	12,94
12. гл. 6,9 % + 0,5 % Polyfor 30+ H ₂ O	8,0	934	4,86	83	14,40
13. гл. 6,8 % + 0,6 % Polyfor 30+ H ₂ O	7,5	995	5,03	83	14,70
14. гл. 6,2 % + 0,8 % Polyfor 30+ H ₂ O	7,0	1153	6,04	88	16,03

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

1. Структуру раствора определяет состояние воды и ее способность, взаимодействуя с другими компонентами системы, образовывать структуру, поскольку величина энтропийного фактора в уравнении Гиббса зависит от компонента, имеющего наименьшую молекулярную массу, т.е. от воды.

2. Реагенты, адсорбированные на поверхности глины и характеризующиеся более высокими значениями δ , проявляют большую активность и возможность их использования в различных системах буровых растворов.

3. Высокие значения δ полимерных реагентов свидетельствуют о том, что обладая большой молекулярной массой и имеющими структуру, похожую на структуру ПАА, такие полимеры способны удерживать твердые частицы и придавать буровому раствору высокие удерживающие способности и выносящие свойства.

4. Введение в систему глинистой фазы приводит к увеличению коэффициента δ и свидетельствует о вкладе глинистой дисперсной фазы, взаимодействие которой с компонентами раствора приводит к их стабилизации.

Список литературы

1. Татер А.А. Физикохимия полимеров. – М.: Химия, 1978. – 544 с.
2. Barker J.A., Fock W., Disc. Faraday Soc., 1953. – Vol. 15. – 188 p.
3. Wheeler J.C., J. Chem. Phys. – 1975. – Vol. 62. – 433 p.
4. Molyneux P., White H.L., J. Gen. Physiol. – 1935. – Vol. 19. – 715 p.
5. Chew B., Couper A., J. Chem. Soc. Faraday Trans., I, 1976. – Vol. 72. – 389 p.
6. Malcolm G.N., Rowlinson J.S. Trans. Faraday Soc. – 1957. 53. – 921 p.
7. Silberberg A., Eliassaf J., Katchalsky A., J. Polymer Sci. – 1957. – Vol. 23. – 259 p.
8. Day J.C., Robb I.D., Polymer. – 1981. – Vol. 22. – 1530 p.
9. Гуль В.Е. Прочность полимеров. – 2 изд. – М.: Химия, 1968.
10. Adhesion and cohesion – Ed. By Weiss. – Amsterdam, 1962. – P. 176 – 240.
11. Энциклопедия полимеров. – М.: Сов. энциклопедия, 1972. – Т.1. – 1043 с.
12. Полинг Л. Природа химической связи. – М.: Изд-во ИЛ, 1947.
13. Баландин А.А. Мультиплетная теория катализа. – М.: МГУ, 1964. – Т. 2. – С. 124 – 132.

Получено 07.07.08.

УДК 669.011

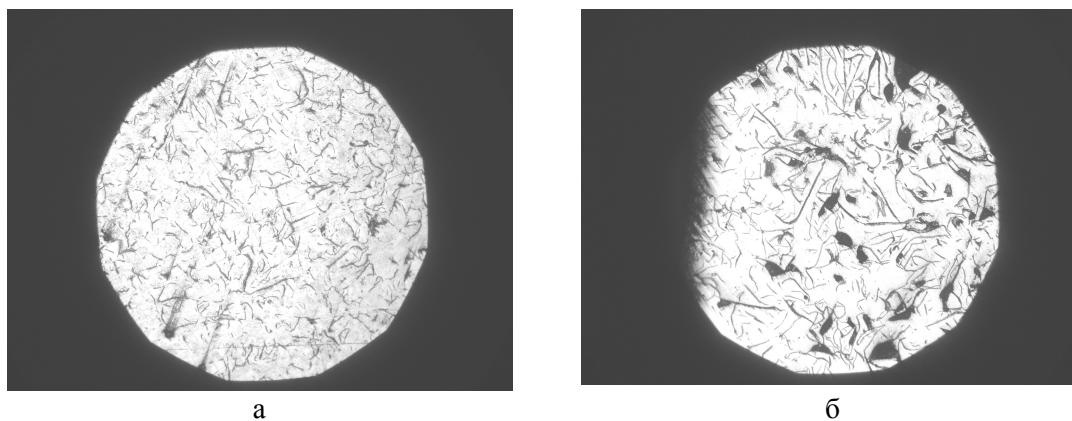
М.К. Кылышканов, К.К. Комбаев
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**МЕТОДЫ ПОВЕРХНОСТНОГО УПРОЧНЕНИЯ ЧУГУНА НА ОСНОВЕ
ЭЛЕКТРОЛИТНО-ПЛАЗМЕННОЙ ОБРАБОТКИ**

Задача повышения эксплуатационной надежности машин приобретает все большее значение в связи с увеличением механических, тепловых и других видов воздействий на детали. Для деталей, разрушение которых начинается с поверхности, разработано большое количество методов поверхностного упрочнения, основанных на нанесении покрытий или на изменении состояния (модификации) поверхности. Наиболее перспективными технологиями поверхностного упрочнения деталей являются методы физико-химического модифицирования, под которыми понимают целенаправленное изменение свойств поверхности в результате технологического внешнего воздействия. При этом имеется в виду изменение структуры материала в тонких поверхностных слоях вследствие физического воздействия высокотемпературной плазмы, электрического разряда.

Среди множества способов физико-химического модифицирования наиболее перспективным представляется электролитно-плазменная обработка. Обработка в электролитной плазме позволяет получать на поверхности деталей твердые покрытия, имеющие исключительно высокую прочность сцепления с подложкой. Покрытие формируется непосредственно из материала поверхности детали под воздействием плазменных разрядов в жидком электролите и представляет собой плотную твердую поверхность.

В данной работе электролитно-плазменным методом был обработан серый чугун. Контроль качества полированной поверхности шлифа проводили на металлографическом микроскопе Axioskop-2 (рис. 1, а), где видна металлическая основа и включение графита, вкрапленного в основу. Хрупкие графитные включения в металлической основе (в поверхностном слое) выкрашиваются при шлифовании и полировании микрошлифа. Они имеют форму пластинок.



а
б
Рисунок 1 - Микроструктура поверхностей до (а)
и после (б) электролитно-плазменной обработки $\times 500$

Режимы обработки: время нагрева - 2 с, пауза - 4 с, общее время - 2 мин, $I=10\div 40$ А, $U=300$ В (электрод Cr). На рис. 1 приведены фотографии поверхностей до и после электролитно плазменной обработки. После обработки на поверхности (рис.1, б) появились включения в виде темных капель. Применение растрового электронного микроскопа JSM-6390LV с большой разрешаемой способностью позволяет получить информацию о структуре сплавов (рис. 2). На рис. 2 видно, что на обработанной поверхности появились включения (темные пятна) помимо металлической основы и графита.

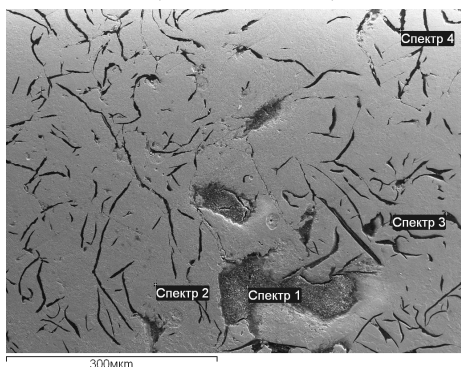


Рисунок 2 - Растровый электронный
анализ поверхности $\times 1200$

Для качественной оценки мы провели элементные анализы в различных участках. Спектр-анализ (№ 1, рис. 3) провели на участке включения, где наблюдается помимо основных элементов (наличие меди фиксируется с медного цилиндра в заливке Вуда) пик (Cr). Хром под высоким напряжением расщепляется из электрода, погруженного в жидкий электролит. Ионы хрома, являясь носителем энергии между электролитом и обрабатываемым чугуном, насаждаются на поверхности в виде включений.

Одним из основных достоинств этого метода является глубокое проникновение внедряемого элемента при незначительном повышении температуры поверхностного слоя, что не вызывает коробления детали и не вызывает разупрочнения основного материала.

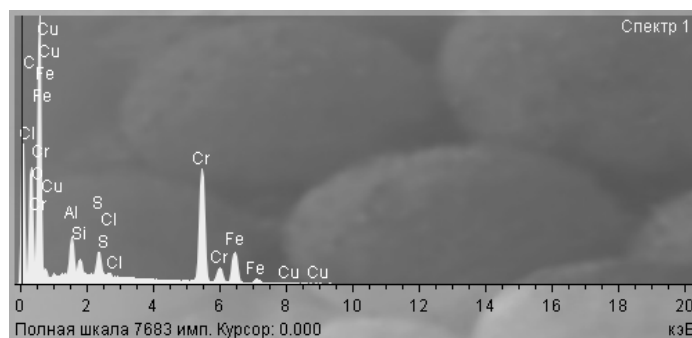


Рисунок 3 - Энергодисперсионный анализ обработанной поверхности

Установлено, что увеличение усталостной прочности можно достичь не только действием остаточных напряжений сжатия, как считалось раньше, но и электролитно-плазменной обработкой, вследствие включения легирующих элементов, снижающих развитие усталостных трещин.

Для сравнительной оценки провели элементный анализ на металлической основе чугуна (спектр № 2, рис. 4). Элементный анализ свидетельствует об исходном состоянии металлической основы чугуна.

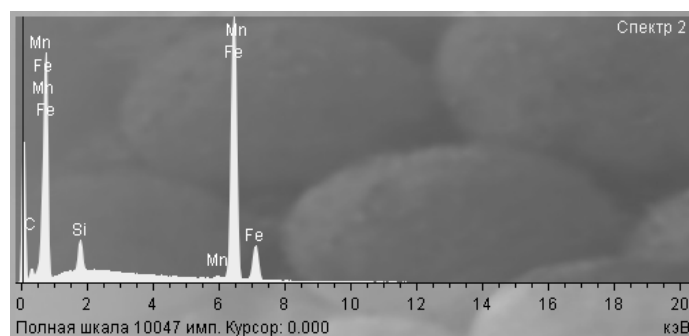


Рисунок 4 - Энергодисперсионный анализ обработанной поверхности

Измерения микротвердости широко применяют для изучения структуры и свойств сплавов. Испытания на микротвердость проводили на приборе ПМТ-3 при нагрузках на индентор 2Н. Микротвердость определяли по формуле:

$$H_{\mu} = \frac{1,82 \cdot 10^3 \cdot P}{d^2},$$

где $d = 0,22 \cdot \langle z \rangle$, мкм – среднеарифметическое значение длины обеих диагоналей отпечатка после снятия нагрузки. На рис. 5 показано поперечное сечение, где измерили микротвердость от обработанной поверхности.

По результатам измерений построили график (рис. 6), где кривая показывает рост микротвердости к обработанной поверхности.



Рисунок 5 - Микроструктура поверхности
(видны отпечатки алмазной пирамиды) $\times 500$

Таким образом, в настоящей работе показано, что электролитно-плазменная обработка позволяет упрочнять поверхностный слой металла. Упрочненный слой имеет легированную структуру и, как следствие, обладает высокой микротвердостью. Последняя возросла почти в два раза по сравнению с материалом основы. Одновременно с послойным упрочнением поверхностный слой металла можно легировать как элементами, составляющими материал анода, так и элементами, которые содержатся или введены в электролит.

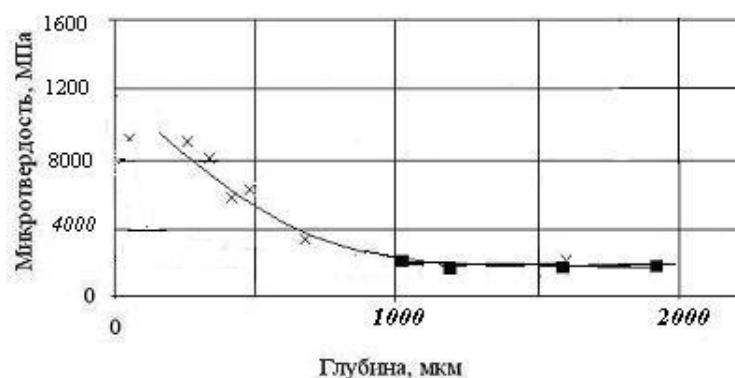


Рисунок 6 - Зависимость микротвердости от глубины обработки

Список литературы

1. Погребняк А.Д. Успехи физики металлов / А.Д. Погребняк, Ю.Н. Тюрин, А.Г. Бойко и др. - Киев, 2005. - Т. 6. - № 4. - С. 273 - 34.

Получено 15.09.08

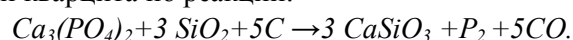
УДК 621.745.34:66.099.20

М.Б. Тлебаев, А.М. Казова, З.У. Уалиева
КазНТУ, г. Алматы

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ И МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОБЖИГА
СПЛАВА ФОСФИДОВ ЖЕЛЕЗА

При термодинамическом анализе реакций окисления фосфида железа образуется феррофосфор, который представляет собой сплав фосфидов железа, преимущественно Fe_2P и Fe_3P . Этот продукт характеризуется значительным содержанием таких ценных компонентов, как фосфор (24-26 %), марганец (в некондиционированном феррофосфоре до 8-10 %), ванадий (~1 %), хром (1 %) и др. [1]. Здесь фосфора содержится больше, чем в исходном фосфатном сырье. Изучению феррофосфора и разработке методов его использования посвящены многочисленные исследования [1-3].

Физико-химические основы образования феррофосфора в ванне электропечи базируются на сложном взаимодействии компонентов расплава: присеного железа, углерода, элементарного фосфора и т.д. Элементарный фосфор получают в электрических печах по способу Велера [4], суть которого заключается в восстановлении трикальцийфосфата углеродом в присутствии кварцита по реакции:



Наряду с сублимирующимся фосфором в современном электротермическом процессе получают два расплавленных продукта – ферросплав и шлак. Образование феррофосфора обусловлено тем, что в исходных и шихтовых материалах сырья (фосфорит, кварцит и кокс) присутствуют различные соединения железа в виде оксидов и сульфидов. Проведен термодинамический анализ реакций спекания соды с феррофосфором. Методом Ландия вычислены значения изобарно-изотермических потенциалов реакций образования исходных веществ в интервале 298-1800 К, термодинамические потенциалы реакций образования Na_3PO_4 , $\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$, NaPO_3 , NaFeO_2 , FeCO_3 , FePO_4 и рассчитаны приведенные значения реакций спекания феррофосфора с содой в указанном интервале температур. Даны температурные зависимости изменения энергии Гиббса [5, 6]. Исследования выполнены на специальной ячейке в токе воздуха.

При термодинамических анализах реакций было выявлено, что диссоциация соды во всем интервале температур не имеет места (реакция 1). Термодинамическая вероятность взаимодействия соды с выделяющимся при спекании пентаоксидом фосфора значительна (реакция 2). Термодинамически невероятно взаимодействие Fe_2O_3 с конечным продуктом реакций – фосфатом натрия (реакция 4,5).

В исследуемом интервале температур фосфиды железа Fe_2P и Fe_3P (реакция 6,7) не распадаются. Выполнен также термодинамический анализ реакций окисления и взаимодействия фосфидов железа (Fe_2P , Fe_3P , FeP , FeP_2) с содой в атмосфере с избытком и недостатком кислорода (реакции 8-24). В группе реакций с участием Fe_3P (8-11) при любых температурах значение ΔG°_T для реакций 9 наиболее отрицательно. Отсюда следует, что Fe_3P при избытке кислорода, спекаясь с содой, образует только фосфаты натрия и гематит и не образует феррита натрия, ортофосфата железа, хотя не исключено, что они могут быть промежуточными продуктами, образование которых обусловлено кинетическими особенностями процесса.

Анализ реакций с участием Fe_2P (12-18) показал, что в интервале температур 400-670 К в случае образования Fe_2O_3 получается метафосфат натрия (реакция 15). В об-

ласти температур ниже 450 К самый отрицательный ΔG^0_T имеет реакция 25. При температуре выше 670 К преобладает реакция 14 без образования ортофосфата железа. В интервале 450-670 К идет преимущественно реакция 15 тоже без образования Fe_2PO_4 .

В реакциях 19-21 с участием фосфида железа FeP при всех температурах наиболее термодинамически вероятна реакция 20 с образованием ортофосфата железа. Однако фосфид FeP содержится в феррофосфоре в незначительном количестве.

Окисление и взаимодействие FeP_2 с содой выражается реакциями 22-25. Ниже 400 К вероятна реакция 25 с образованием ортофосфата железа. Выше 780 К идет реакция 24 без образования FePO_4 .

1. $\text{Na}_2\text{CO}_3 = \text{Na}_2\text{O} + \text{CO}_2\uparrow$;
2. $3\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{P}_2\text{O}_5 = 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
3. $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_2 = \text{FeCO}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$;
4. $\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 = 2\text{FePO}_4 + 3\text{Na}_2\text{O}$;
5. $\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{NaPO}_3 = 2\text{FePO}_4 + \text{Na}_2\text{O}$;
6. $\text{Fe}_3\text{P} = 3\text{Fe} + 1/4\text{P}_4$;
7. $6\text{Fe}_2\text{P} = 4\text{Fe}_3\text{P} + \text{P}_2$;
8. $\text{Fe}_3\text{P} + 3,5\text{O}_2 = \text{FePO}_4 + \text{Fe}_2\text{O}_3$;
9. $2\text{Fe}_3\text{P} + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 7\text{O}_2 = 3\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
10. $2\text{Fe}_3\text{P} + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 4\text{O}_2 = 6\text{NaFeO}_2$;
11. $3\text{Fe}_3\text{P} + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 10,5\text{O}_2 = \text{FePO}_4 + 4\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
12. $2\text{Fe}_2\text{P} + 5,5\text{O}_2 = 2\text{FePO}_4 + \text{Fe}_2\text{O}_3$;
13. $2\text{Fe}_2\text{P} + 2\text{Na}_2\text{CO}_3 + 5,5\text{O}_2 = 4\text{NaFeO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5 + 2\text{CO}_2\uparrow$;
14. $2\text{Fe}_2\text{P} + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 5,5\text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
15. $2\text{Fe}_2\text{P} + \text{Na}_2\text{CO}_3 + 5,5\text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{NaPO}_3 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
16. $4\text{Fe}_2\text{P} + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 11\text{O}_2 = 2\text{FePO}_4 + 3\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
17. $4\text{Fe}_2\text{P} + \text{Na}_2\text{CO}_3 + 11\text{O}_2 = 2\text{FePO}_4 + 3\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{NaPO}_3 + \text{CO}_2\uparrow$;
18. $2\text{Fe}_2\text{P} + 5,5\text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{P}_2\text{O}_5$;
19. $\text{FeP} + 2\text{O}_2 = \text{FePO}_4$;
20. $2\text{FeP} + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 4\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
21. $3\text{FeP} + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 6\text{O}_2 = \text{FePO}_4 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
22. $2\text{Fe}_2\text{P}_2 + 6,5\text{O}_2 = 2\text{FePO}_4 + \text{P}_2\text{O}_5$;
23. $2\text{FeP}_2 + \text{Na}_2\text{CO}_3 + 6,5\text{O}_2 = 2\text{NaFeO}_2 + 2\text{P}_2\text{O}_5 + \text{CO}_2\uparrow$;
24. $2\text{FeP}_2 + 6\text{Na}_2\text{CO}_3 + 6,5\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 4\text{Na}_3\text{PO}_4 + 6\text{CO}_2\uparrow$;
25. $2\text{FeP}_2 + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 + 6,5\text{O}_2 = \text{FePO}_4 + 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
26. $2\text{FePO}_4 + 3\text{Na}_2\text{CO}_3 = 2\text{Na}_3\text{PO}_4 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{CO}_2\uparrow$;
27. $2\text{FePO}_4 = \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{P}_2\text{O}_5$;
28. $2\text{Mn} + 2\text{O}_2 = 2\text{MnO}$;
29. $3\text{Mn} + 2\text{O}_2 = \text{Mn}_3\text{O}_4$;
30. $4\text{Mn} + 3\text{O}_2 = 2\text{Mn}_2\text{O}_3$;
31. $\text{Mn} + \text{O}_2 = \text{MnO}_2$;
32. $6\text{Mn} + \text{O}_2 = 2\text{Mn}_3\text{O}_4$;
33. $4\text{MnO} + \text{O}_2 = 2\text{Mn}_2\text{O}_3$;
34. $2\text{MnO} + \text{O}_2 = 2\text{MnO}_2$.

В результате спекание феррофосфора с содой в избытке кислорода не приводит к образованию в конечных продуктах ортофосфата железа и феррита натрия. Низшие оксиды железа не взаимодействуют с CO_2 с образованием карбоната железа при температуре выше 500 К (реакция 3). Взаимодействие Fe_2O_3 с конечными продуктами реакции – фосфатами натрия (реакция 4,5) – термодинамически невероятно. Пирофосфат в конечных продуктах отсутствует. При избытке кислорода конечным продуктом для железа должен быть Fe_2O_3 . В реакциях с участием Fe_2P выше 670 К при избытке соды преимущественно образуется ортофосфат натрия (реакция 14-16), а в случае недостатка соды дополнительно образуется метафосфат. В области температур ниже 450 К наиболее отрицательное значение изобарно-изотермического потенциала (ΔZ^0_T) имеет реакция образования ортофосфата железа и натрия наряду с Fe_2O_3 (реакция 16). Спекание FeP_2 , FeP с содой в избытке кислорода не приводит к образованию ортофосфата железа и феррита натрия. Продуктами взаимодействия FeP_2 с содой при температурах ниже 780 К (реакции 24-25) будут преимущественно метафосфат натрия, при избытке соды – ортофосфат натрия; выше 780 К образуется в основном ортофосфат натрия, а при недостатке соды – метафосфат. Образование феррита натрия в исследуемых процессах возможно, в основном при сравнительно низких температурах (реакция 23).

Из всех оксидов марганца ниже температуры 740 К самой низкой энергией Гиббса обладает оксид четырехвалентного марганца Mn_2O_3 . Поскольку оптимальная температура обжига феррофосфора составляет 740-790 К, то основная масса марганца в продуктах реакции будет находиться в трехвалентном состоянии. Предварительный термодинамический анализ возможных реакций окисления феррофосфора и спекания его с содой в присутствии кислорода позволил выявить наиболее вероятные реакции и обосновать образование продуктов реакции. При избытке кислорода конечными продуктами спекания будут гематит, углекислый газ и фосфаты натрия, преимущественно ортофосфат. Марганец будет находиться в трехвалентном состоянии. Карбонат и ортофосфат железа, а также феррит натрия в конечных продуктах реакций при избытке кислорода содержаться не должны. Реакции спекания феррофосфора с содой в присутствии кислорода термодинамически более вероятны, чем простое окисление феррофосфора кислородом.

Так как феррофосфор состоит в основном из фосфида Fe_2P , то фазовый состав продуктов реакций в условиях окислительного обжига будет определяться группой реакций с участием Fe_2P .

Анализ полученных кинетических параметров показал, что процесс декарбонизирующего обжига окатышей фосфорита протекает в кинетической области и контролируется твердофазным взаимодействием компонентов фосфорита на границах твердое – газ или твердое – твердое, связанных с процессами окисления, силикатообразования, декарбонизации и др.

Полученный при изучении оптимальных условий обжига использовали расчетный массив, для кинетического анализа процесса упрочняющего обжига окатышей.

В результате исследований можно сделать вывод, что значения энергии активации декарбонизации кусковых фосфоритов находятся в пределах 115-230 кДж/моль. Так для стадии преимущественного разложения доломита энергия активации составила $E = 137-219$ кДж/моль. Для, стадии разложения кальцита $E = 141-158$ кДж/моль. Сопос-

тавательный анализ этих данных со значением энергии активации декарбонизирующего обжига гранулированного фосфорита показал, что при обжиге окатанного Чулактауского фосфорита энергия активации ниже. Это объясняется тем, что измельчение фосфорита и окатывание способствуют возрастанию удельной поверхности частиц и более тесному контакту активных центров. В интервале изучаемых температур лимитирующей стадией, очевидно, будет диссоциация вторичного кальцита, образующегося при разложении доломита на оксид и карбон.

Список литературы

1. Ершов В.А. Теоретические основы химической электротермии / В.А. Ершов, Я.Б. Данцис, Г.М. Жиров. - Л.: Химия, 1978. - с. 279.
2. Dumon R. - *Chimie et industr.* - 1971. - V. 104. - N 11. - P.1421-1434.
3. Ван Везер. Фосфор и его соединения. - М.: ИЛ., 1962. - 687 с.
4. Гельд П.В. Процессы высокотемпературного восстановления / П.В. Гельд, О.А. Есин. Свердловск: Металлургия, 1957. - 383 с.
5. Самсонов Г.В. Фосфиды / Г.В. Самсонов, В.В. Верейкина. - Киев: Наукова думка, 1961. - 202 с.
6. Малышев В.П. Вероятностно-детерминированное планирование эксперимента. - Алма-Ата: Наука, 1982. - 117 с.
7. Малышев В.П. Математическое планирование металлургического и химического экспериментов. - Алма-Ата: Наука, 1977. - 106 с.

Получено 26.08.08

УДК 621.745.34:66.099.20

З.У. Уалиева

КазНТУ, Алматы

РАЗРАБОТКА ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ И УТИЛИЗАЦИИ СПЛАВА ФОСФИДОВ ЖЕЛЕЗА

Развитие фосфорной промышленности обуславливает возникновение многочисленных проблем, связанных с повышением эффективности производств за счет рационального использования и обезвреживания отходов, усовершенствованием существующих процессов получения фосфорных соединений и вопросами рационального использования техногенного сырья. Большое значение приобрели исследования, направленные на максимальное использование фосфатного сырья и обезвреживания отходов.

В процессе электротермического производства элементарного фосфора образуется значительное количество отходов, которые по агрегатному состоянию можно классифицировать как твердые, газообразные, пастообразные, жидкие и др. В данной работе рассмотрены вопросы получения фосфорных солей из отхода - сплава электротермии.

Известно, что образование сплава фосфидов при электротермическом производстве фосфора влечет за собой потерю товарного продукта, так как на тонну готовой продукции

образуется 0,1-0,4 т сплава Fe_nP_m с содержанием фосфора 15-28 %. В перспективе масштабы электротермического производства возрастут, и уже сейчас наблюдается тенденция накопления избыточного сплава фосфидов. Это объясняется тем, что темпы накопления отходов опережают потребность черной металлургии в фосфидах железа. Поэтому вопросы переработки сплавов фосфидов приобретают значительную актуальность.

Исследования, имеющие наибольшую практическую ценность, проводятся по следующим основным направлениям: обжиг фосфидов с содой или другими углекислыми и серноокислыми солями щелочных и щелочноземельных металлов; конвертирование сплава электротермии; хлорирование сплава фосфидов железа. Наибольшее число исследований посвящено переработке фосфидов железа на фосфаты щелочных металлов. В качестве добавок к сплаву электротермии предлагается использовать сульфат натрия, соду, гидроксид натрия, хлорид натрия и др. Многообразие предлагаемых способов обуславливается лишь разными исходными компонентами шихты, в основе же переработки фосфидов железа лежит один процесс - спекание с добавкой при температурах до 1000 °С в различной атмосфере. Предлагаются способы хлорирования сплава электротермии по различным вариантам с получением в основном хлоридов кремния, железа и фосфора. Реакция фосфидов железа с хлором наблюдается при температуре выше 300 °С. При этой температуре выход хлоридов максимальный, выход $SiCl_4$ составляет около 100 %, PCl_3 до 80 %; при дохлорировании элементарного фосфора, являющегося продуктом вторичных реакций, и его низших хлоридов увеличивается до 95 %. Методы хлорирования позволяют перерабатывать смесь фосфидов любого состава и получать разнообразные хлориды (кремния, титана, ванадия и др.), а также дают возможность перерабатывать хлориды на другие фосфорсодержащие соединения.

Необходима разработка экологически чистой технологии переработки сплавов фосфидов железа с получением ортофосфата натрия, антикоррозионных покрытий.

Основная операция эколого-технологической схемы – окислительно-спекательный обжиг гранулированного сплава с содой.

Исследования показали, что шахтные обжиговые аппараты - весьма эффективны для реализации этого процесса. В оптимальных условиях обжига (температура 720-760°, продолжительность 2-2,5 часа, отношение $Na_2CO_3 : P_2O_5 = 1,1$) степень окисления фосфора достигает 96-97 %. Эксплуатация печи проходит без осложнений, в благоприятных санитарных условиях (пылевынос практически отсутствует). Принципиальная технологическая схема переработки некондиционированного сплава на спек представлена на рис. 1.

Исследования по использованию сплава для получения антикоррозионных порошков показали перспективность применения его в качестве исходного материала. По разработанной технологии измельченный сплав шихтуют с добавками, гранулируют, обжигают в шахтной печи непрерывного действия. Спек измельчают и полученные фосфатные порошки наносят на стальные конструкции методом газопламенного напыления.

Испытания фосфатных порошков показали, что возможно получение фосфатных покрытий, не уступающих, а по отдельным физико-химическим свойствам (адгезия, плотность, прочность на изгиб и др.) превосходящих цинковые покрытия.

В процессе испытания выявлен довольно низкий коэффициент использования спека (17-20 %) при напылении, что обусловлено физическими свойствами порошков (твердостью и тугоплавкостью). Потери при напылении составили до 50 % и больше. Устранить указанные недостатки возможно при получении стекловидных фосфатных покрытий с сравнительно низкой температурой плавления. Представлен материал по изучению со-

ставов исходных порошков для антикоррозионных покрытий. Композиции получали методом эмпирического подбора легкоплавких добавок (реагентов), которые способствовали бы снижению температуры плавления фосфатных порошков без снижения их химической стойкости.

Испытания окислительного обжига гранулированной шихты сплава Fe_nP_m с содой с применением шахтной печи непрерывного действия подтвердили данные лабораторных исследований.

Процесс обжига в шахтной печи протекает с достижением высоких технологических показателей (степень окисления фосфора 97-98 %, тепловой КПД -70-78 %, отсутствие пылевыноса и вредных выбросов, полнота реагирования компонентов шихты).

Применение нового прогрессивного шахтного процесса в экологически чистой технологии позволило снизить температуру обжига до 680-760 °С, в то время как процесс окислительного спекания сплава электротермии с содой по известным в литературе методам проводится при температурах 900-1100 .

Изучена газовая фаза, образующаяся в процессе окислительного обжига гранулированного сплава Fe_nP_m с содой. В газовой фазе отсутствуют соединения фосфора и серы, содержание оксида углерода в сто раз меньше допустимого по нормам ПДК. Отходящие газы не содержат вредных составляющих и не требуют очистки.

Таким образом, применение шахтной печи для технологической переработки окиско-ванных материалов находит все более широкое распространение. Исследования окислительного спекания гранулированного сплава Fe_nP_m с содой в шахтной печи непрерывного действия выявили высокую эффективность, простоту аппаратного оформления и надежность эксплуатации шахтных печей. Гранулированный материал по мере опускания под действием силы тяжести проходит зоны подогрева, сушки, обжига, охлаждения. На выходе печи получают гранулы, охлажденные до температуры окружающей среды.

Из вышеизложенного следует, что использование вредных отходов с получением фосфорных солей и неорганических материалов является актуальной проблемой по образованию отходов.

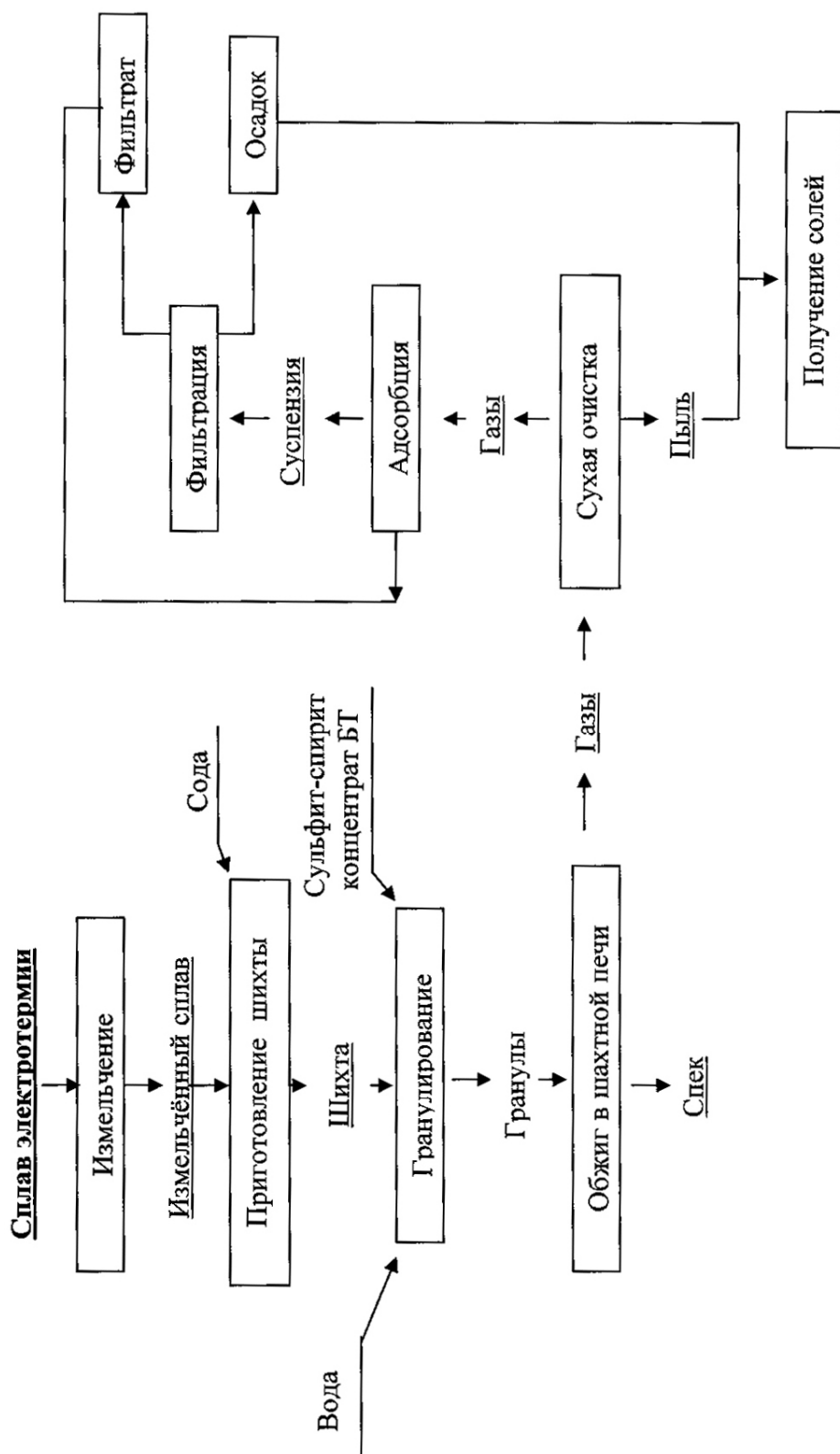


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема переработки некондиционного сплава на спек

Список литературы

1. Бержанов Д.С. Химическая и термическая подготовка фосфатного сырья для электротермии / Д.С. Бержанов, У.Ж. Джусипбеков, А.М. Казова, С. Турлыгазиев. – Алматы: Гылым, 1997. – 175 с.
2. Джусипбеков У.Ж. Физико-химические и технологические основы получения термофосфатов / У.Ж. Джусипбеков, Д.С. Бержанов, Т.Р. Ажибаев, А.М. Казова. – Алматы: Гылым, 1996. – 153 с.
3. Протополов А.В. Энергосберегающие технологии переработки феррофосфора. – Алматы: Кітап палатасы, 2001. – 120 с.

Получено 11.08.08

УДК 622.27

С.Н. Шапошник

ЗЦ ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Зыряновск

АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ РУДЫ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Повышение эффективности производства горнорудных предприятий должно базироваться на достижении высоких технико-экономических показателей работы горнодобывающего оборудования, что возможно на основе широкой автоматизации основных технологических процессов добычи руды.

Анализ опыта работы за последние годы зарубежных и отечественных горнодобывающих предприятий свидетельствует о наметившейся тенденции к широкому использованию средств механизации и автоматизации производственных процессов горнорудного производства. Автоматизация технологических процессов добычи руды позволяет не только повысить производительность оборудования при обеспечении безопасности работ, но и в большинстве случаев повысить качество продукции и культуру производства.

На руднике «Pyhasalmi» автоматизированная компьютерная система для контроля и управления производством, мониторинга процессов, диагностики неисправностей оборудования разработана в рамках программы «Технология интеллектуального рудника» фирмой «Outokumpu Mining Service Oy» (Финляндия). В основе системы – общерудничная локальная оптоволоконная компьютерная сеть, охватывающая поверхностную и значительную часть подземной инфраструктуры рудника, в том числе все устройства и механизмы в цепи переработки руды, включая подземное мобильное оборудование [1].

На руднике «Kiruna» (Швеция) с 1970 года применяется дистанционно управляемая автоматизированная система внутрирудничного транспорта.

Фирмой «Atlas Copco» разработана система дистанционного телеуправления шахтными автосамосвалами «Automine» в подземных условиях.

На руднике «Brunswick» (Канада) для обеспечения безопасности ведения горных работ в условиях ограниченного рабочего пространства, резкого сокращения продолжительности основных технологических процессов добычи руды с 1990 года осваивается система интегрированного автоматизированного управления (SIAM). Эта система разработана фирмой «Siamtek» в содружестве с университетами Канады и инженерами компании «Noranda».

Система SIAM состоит из мультимедийной коммуникационной базы, видеотелеопера-

ционной системы, системы автоматической загрузки ковша погрузочно-доставочной машины (ПДМ) и автоматизированной системы вождения ПДМ и самосвалов.

Установка на автосамосвалы системы автоматического вождения типа АВ на руднике «Brunswick» позволила увеличить скорость откатки; снизить эксплуатационные затраты (один оператор управляет несколькими машинами); увеличить коэффициент использования рабочего времени, управляя самосвалами с поверхности.

В последующие годы система телеуправления постоянно совершенствовалась. Фирма «Sandvik Tamrock» разработала систему дистанционного управления (ДУ) Auto Mine для работы самоходных ПДМ в автоматическом режиме. Оператор осуществляет дистанционное управление машиной из диспетчерской с помощью телеуправления. Оператор управляет самоходной ПДМ только при ее погрузке из рудоспуска. После наполнения ковша отбитой рудой груженная машина переводится на автоматический режим откатки, разгрузки и возвращения к рудоспуску. В то время когда машина работает в автоматическом режиме, оператор может управлять другой ПДМ при ее погрузке. Данная система ДУ снабжена системой безопасности, которая отключает машину в момент нахождения людей в зоне ее работы.

Одним из наиболее передовых и технически оснащенных подземных рудников в Республике Казахстан является Малеевский рудник Зыряновского ГОК АО «Казцинк».

Автоматизированная система управления технологическим процессом горного производства Малеевского рудника разработана на базе SCADA InTouch. Создание АСУТП Малеевского рудника ЗГОК началось в конце 90-х годов прошлого столетия [2].

Первые системы реализовывались с привлечением иностранных инжиниринговых фирм. Как правило, довольно сложно добиться от подрядчика законченности системы, если контракт уже закрыт, а исполнители находятся довольно далеко за границей. Тем более, что с наращиванием производственных мощностей появляются новые задачи АСУТП, которые требуется оперативно решать.

Имея на комплексе квалифицированный персонал, способный решать задачи в области автоматизации от проектирования систем до внедрения, руководством комплекса было принято решение по созданию АСУТП Малеевского рудника собственными силами, используя имеющийся потенциал.

За годы плодотворной работы были созданы следующие системы:

- управление бетонозакладочным комплексом (БЗК);
- система контроля и диагностики скипового подъема;
- система контроля и управления дозаторной 16 горизонта;
- система контроля вентиляционных установок верхней площадки рудника;
- система контроля узла товарного опробования;
- автомобильные платформенные весы.

Данные со всех узлов АСУТП рудника хранятся на SQL-сервере системы. Из структуры хорошо видно, что программируемые логические контроллеры, на которых построены узлы контроля и управления рудника, подключены по сети Ethernet к SQL-серверу системы. Все рабочие станции InTouch (АРМ), расположенные в узлах АСУТП, имеют доступ к базе данных рудника. Пользователи могут наблюдать все процессы как в реальном времени, так и пользоваться архивными данными. Через корпоративную сеть необходимая для бизнес-уровня компании информация передается на сервер Pi Sistem.

Модель управления бетонозакладочным комплексом основана на рецептуре приготовления смеси. В зависимости от требуемой производительности в систему вводятся данные

по удельным нормам компонентов на 1 м³ смеси. Система пересчитывает уставки подаваемых в смесь компонентов и в автоматическом режиме поддерживает требуемый объем и плотность. Показания расхода материалов фиксируются и архивируются в память компьютера.

Система контроля и диагностики скипового подъема позволяет контролировать только технологические параметры подъема, начиная от загрузки скипов и заканчивая выдачей руды на поверхность. Задачи контроля основных параметров подъемной машины реализованы в АСУТП до уровня сбора данных, архивации и визуализации, то есть SCADA-система используется обслуживающим персоналом подъема как вспомогательный диагностический инструмент (рис. 1).

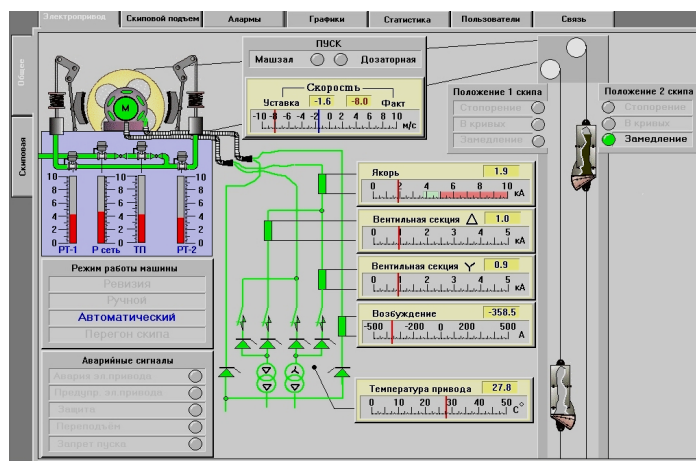


Рисунок 1 - Окно контроля параметров электропривода подъемной установки

Экранная форма для машиниста подъемной установки представлена на рис. 2.

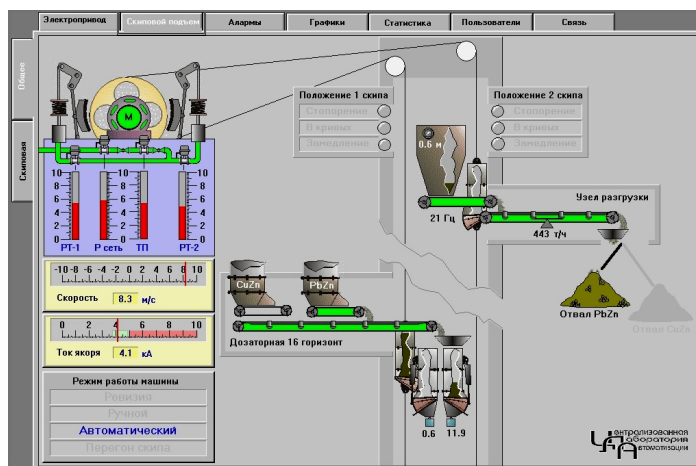


Рисунок 2

Система контроля и управления дозаторной 16 горизонта (рис. 3) осуществляет управление в автоматическом режиме работой питателя № 1, питателя № 2, конвейера и секторов разгрузки мерных ящиков, а также осуществляет контроль уровня руды в приемных бункерах и мерных ящиках, веса руды в мерных ящиках, синхронизирует работу в дозаторной с работой подъемной установки и узла перегрузки. Благодаря точному взвешиванию руды в мерных ящиках удалось поднять производительность скипового подъема.

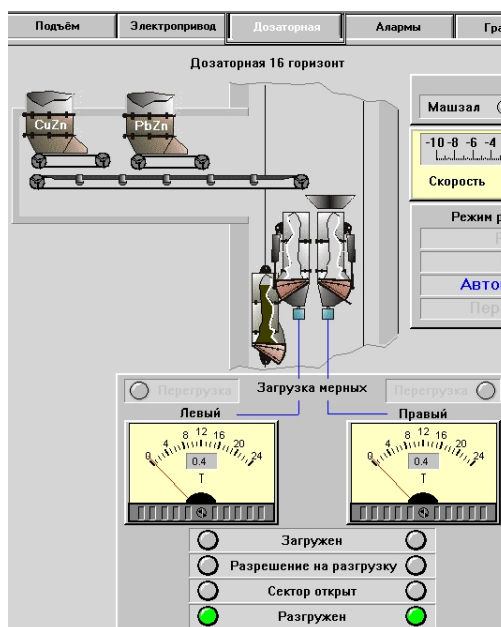


Рисунок 3 - Окно контроля дозаторной 16 горизонта Малеевского рудника.

В 2003 году на Малеевском руднике был построен узел товарного опробования, позволяющий получать часовые анализы вещественного состава руды, выдаваемой рудником на обогатительную фабрику. Узел представляет из себя уникальный комплекс по отбору, дроблению и сокращению проб, пробоподготовки и экспресс-анализу. Для контроля за работой комплекса была создана система визуализации (рис. 4).

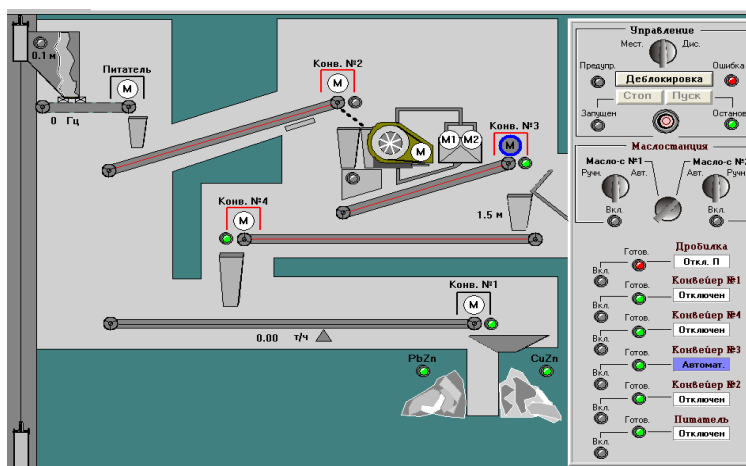


Рисунок 4 - Экранная форма контроля работы узла товарного опробования.

Основной характеристикой закладки при управлении горным давлением является ее прочность в обнажении на контуре горной выработки; при управлении сдвижением налегающей толщи пород - жесткость закладочного массива. За прочность закладки принимается временное сопротивление образцов закладки одноосному сжатию, определяемое по стандартной методике.

В настоящее время БЗК-1 Малеевского рудника реконструирован под домол доменных шлаков и работает в комплексе с БЗК-2.

Полное приготовление закладочной смеси осуществляется при помощи смешивания в мельнице МШР-3,6х4,0 БЗК-2 путем смешивания всех компонентов:

- песок (хвосты);
- цементное молоко (цемент, затворенный водой);
- молотый граншлак (в виде пульпы);
- молотая легкая фракция (в виде пульпы).

Контроль плотности закладочной смеси осуществляется весовым методом по ГОСТ 5802. Сменная производительность комплекса определяется по суммарному расходу заполнителей согласно показаниям весоизмерительных устройств.

В процессе производства закладочных работ контролю подлежат:

- качество материалов для закладки;
- технология приготовления и качество закладочной смеси;
- качество полученного закладочного массива.

Опыт закладочных работ на Малеевском руднике показывает, что, несмотря на автоматизацию процесса приготовления закладочной смеси, не всегда фактическая прочность закладочного массива соответствует нормативной. Так, нормативная прочность закладочного массива составляет: в камере № 15 Родниковой рудной зоны Малеевского месторождения (III очередь блока № 1) - 2,5-3 МПа; в камере № 19 (I очередь блока № 7) - 4 МПа. Фактическая прочность закладочного массива на основе бурения для взятия образцов-кернов и испытания их на прочность в специализированной лаборатории закладочных и строительных работ РГОК АО «Казцинк» составила: в камере № 15 - 5,92 МПа, в камере № 19 - 4,25 МПа [3].

Таким образом, фактическая прочность закладки относительно нормативной превысила для камеры № 15 - на 97 %, камеры № 19 - на 6 %. Это приводит к перерасходу дорогостоящего цемента и в целом повышает себестоимость добычи руды. При этом сформированный закладочный массив неоднороден (рис. 5) и не везде удовлетворяет необходимой нормативной прочности 4 МПа [4].

Недостаточная прочность закладочного массива (ниже нормативной) приводит к повышенному разубоживанию рудной массы закладкой, что негативно сказывается на процессе обогащения руды на обогатительной фабрике (снижается извлечение металлов). Проектное разубоживание при одностороннем контакте с закладкой на Малеевском руднике принято 4,3 %. Наиболее сильное негативное влияние на извлечение металлов на обогатительной фабрике происходит при содержании бетона в рудной массе более 5 %. Однако фактическое разубоживание за счет прихвата при отбойке рудного массива закладочным материалом в камерах II, III и особенно IV очередей довольно часто превышает этот «пороговый» предел в 5 %.

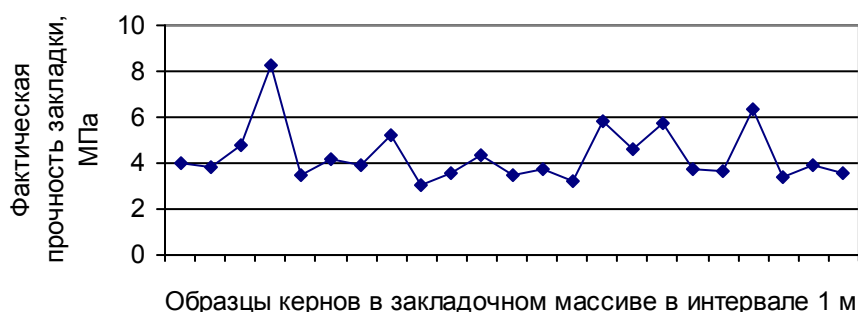


Рисунок 5 - Прочностные характеристики керновых образцов закладки камеры № 19 Родниковой рудной зоны

Неоднородность сформированных закладочных массивов даже при условии автоматизации технологического процесса приготовления закладочной смеси объясняется следующими причинами:

- необходимостью ежесменной промывки бетоновода водой с БЗК-2, что приводит к образованию слоистой структуры формируемого закладочного массива;
- неполная механизация и автоматизация технологических процессов, особенно вспомогательных, по всей технологической цепочке закладочных работ на подземном руднике;
- низкая культура производства обслуживающего персонала, имеющего возможность вмешиваться в процесс приготовления закладочной смеси, и др.

Повышение эффективности применения автоматизированных систем управления технологическими процессами добычи руды на подземных рудниках связано с созданием наиболее благоприятных условий для их работы, которые позволяли бы в полной мере использовать все потенциальные возможности применяемого дорогостоящего оборудования и создавали условия для достижения необходимой его производительности по условию окупаемости и интенсивности использования при безопасном выполнении основных

производственных процессов добычи руды.

Список литературы

1. Мировой опыт автоматизации горных работ на подземных рудниках / В.Н. Опарин, Е.П. Русин, А.П. Тапсиев, А.М. Фрейдин, Б.П. Бадтиев. – СО РАН, Ин-т горного дела. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. – 99 с.
2. Состояние и перспективы развития горных работ на Малеевском руднике АО «Казцинк» / Ю.И. Рябов, Е.П. Березиков, В.Л. Выходцев, А.П. Шахов, С.Ю. Степанов, Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник // Горный журнал Казахстана. – № 7. – Алматы, 2005. – С. 5-10.
3. Совершенствование схем выемки запасов руд Родниковой рудной зоны Малеевского месторождения камер IV очереди при двухстороннем контакте с закладкой // Отчет о НИР. – Зыряновск, 2007. – 62 с.
4. Технологическая инструкция по производству закладочных работ на Малеевском руднике ЗГОК ОАО «Казцинк». – Зыряновск, 2002. – 48 с.

Получено 07.07.08
