© Ю.Ф. Васючков, М.Ю. Васючков, 2006

УДК 622.241:622.411.33

Ю.Ф. Васючков, М.Ю. Васючков

СКВАЖИННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ МЕТАНОНОСНЫХ ПЛАСТОВ

Семинар № 18

Значение генераторного газа

Сырой генераторный газ может служить весьма ценным как энергетическим, так и химическим сырьем. В частности, конверсионный процесс получения смеси горючих генераторных газов является основой существенного повышения калорийности газового топлива при включении процесса подземной газификации или подземного сжигания угля в общий технологический цикл производства электро - и/или тепло энергии.

В соответствии с решением Международной конференции по проблемам глобального изменения климата в г. Рио-де-Жанейро и г. Киото (1997 г.) поставлена задача уменьшения выбросов в атмосферу Земли CO_2, CH_4 и N_2O с целью снижения парникового эффекта. Предусмотрено, что концентрация CO_2 в атмосфере в 2100 г. не должна превышать 1080 мг/м^3. Поэтому задача удаления CO_2 из газа ПГУ имеет двоякое значение – увеличение теплоты сгорания газа и снижение парникового эффекта.

В промышленности применяют абсорбционный, адсорбционный методы и метод компримирования и охлаждения. Абсорбционный метод, предложенный проф. Крейниным Е.В., бывает двух видов – содовый и моноэтаноламиновый. Учитывая, что методы моноэтаноламиновый, адсорбционный и компримирования достаточно сложны и сравнительно дороги, рассмотрим абсорбционный метод с использованием поташа (соды). Метод состоит из следующих операций: охлаждения отходящих газов; очистка их от твердых частиц и сажи; промывка отходящих газов в слабокислой среде; накопление поглотительного раствора; пропускание поглотительного раствора через десорбер и удаления углекислого газа (в случае его утилизации) или захоронение углекислого раствора в выработанных пространствах интегрированного участка ПГУ.

Химический механизм метода очистки генераторного газа

Химический механизм метода описывается уравнениями:

$K_2CO_3 + H_2O + CO_2 \qquad 2KHCO_3$

$Na_2CO_3 + H_2O + CO_2 \qquad 2NaHCO_3$

Таким образом, углекислый газ при этом методе поглощается водным раствором поташа или соды. Эти реакции протекают при умеренной температуре, чем выгодно отличаются от других методов. Поташно-абсорбци-онный способ прогрессивен еще и тем, что водные растворы бикарбонатов калия и натрия можно вновь разложить при нагревании с удалением из них углекислого газа и при необходимости его утилизировать.

Принципиальная технологическая схема поташно-абсорбционного метода

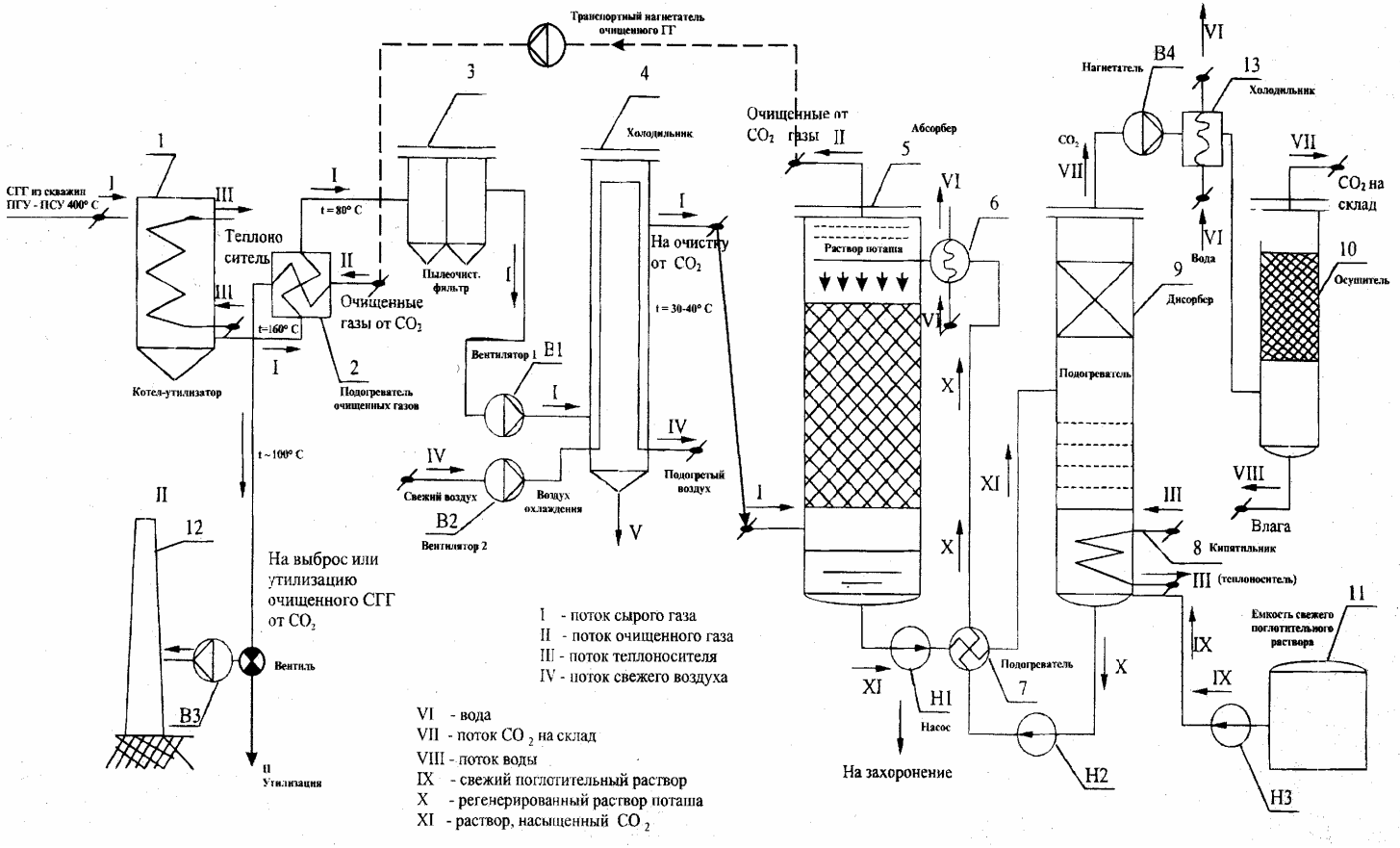


Рис. 1. Схема абсорбционной очистки генераторного газа

представлена на рис. 1. Генераторные отходящие газы 1 выходят из подземного газогенератора при температуре около 400 град. С и поступают в котел-утилизатор I, где охлаждаются до 160 град. С, нагревая при этом теплоноситель III.

Затем они поступают в подогреватель очищенных газов 2, где подогревают очищенный от диоксида углерода газы II до температуры примерно 100 град. С. При этом генераторные газы охлаждаются до 80 град. С. После этого, отходящие газы I направляются в пылеочистительный фильтр 3, где происходит их очистка от сажи, пыли и окалины.

Очищенные от CO_2 газы II, из подогревателя 2 направляются в перекачное устройство для подачи потребителю. Отходящие газы I, после охлаждения в подогревателе 3 примерно до 80 град. С, поступают на прием вентилятора В1 и направляются в холодильник 4, где охлаждаются воздухом IV, нагнетаемым в холодильный блок вентилятором В2. Охлажденные в холодильнике 4 отходящие газы направляются на очистку от CO_2, а воздух IV, подогретый в том же холодильнике 4 может быть использован в газотурбинной установке для выработки электроэнергии. Для увеличения теплоемкости воздуха IV можно его насыщать каплеобразной водой перед подачей в холодильник. Охлажденный в холодильнике 4 генераторный газ I поступает в адсорбер диоксида углерода 5, в котором сверху вниз движется поглотительный водный раствор поташа или соды X. Этот раствор предварительно охлаждается водой IV в холодильнике 6.

Абсорбер 5 оснащен насадкой, на поверхности которой происходит массообмен между отходящими газами I и поглотительным раствором X. Здесь диоксид углерода поглощается из газа I в раствор X, что обеспечивает очистку генераторного газа от CO2. Очищенный от CO_2 генераторный газ направляется потребителю через перекачное устройство (транспортный нагнетатель).

Поглотительный раствор, обогащенный CO_2, по мере стекания по насадке абсорбера 5, накапливается в низу этого абсорбера. Далее, насыщенный раствор накачивается насосом Н1 на захоронение. По другому, более перспективному сценарию, насыщенный CO_2 раствор насосом Н1 подается в подогреватель 7, где подогревается регенерированным поглотительным раствором X и пропускается через десорбер 9. Последний снабжается кипятильником 8, обогреваемым теплоносителем III.

Опускаясь по десорберу 9, подогретый насыщенный раствор XI выделяет газообразный диоксид углерода VII и, таким образом, генерируется (восстанавливается) до чистого поглотительного водного раствора поташа или соды X, который подают в абсорбер 5. Тем самым, завершается обогатительный, замкнутый цикл. Однако, при этом часть воды из раствора XI теряется. Для восполнения потерь воды и поддержания поглотительной способности раствора, в низ десорбера 9 подают свежий поглотительный раствор IX из емкости 11 насосом Н3.

Диоксид углерода VII откачивают из десорбера 9 нагнетателем В4, пропускают через холодильник 13 и осушитель 10. Холодильник 13 охлаждают водой VI, а в осушителе 10 отделяют от CO_2 каплеобразную влагу VIII. Чистый диоксид углерода VII поступает из осушителя 10 на склад или на утилизацию, а влага VIII стекает в промканализацию.

Абсорбционный метод позволяет получить очищенный на 96-98 % от диоксида углерода генераторный газ,

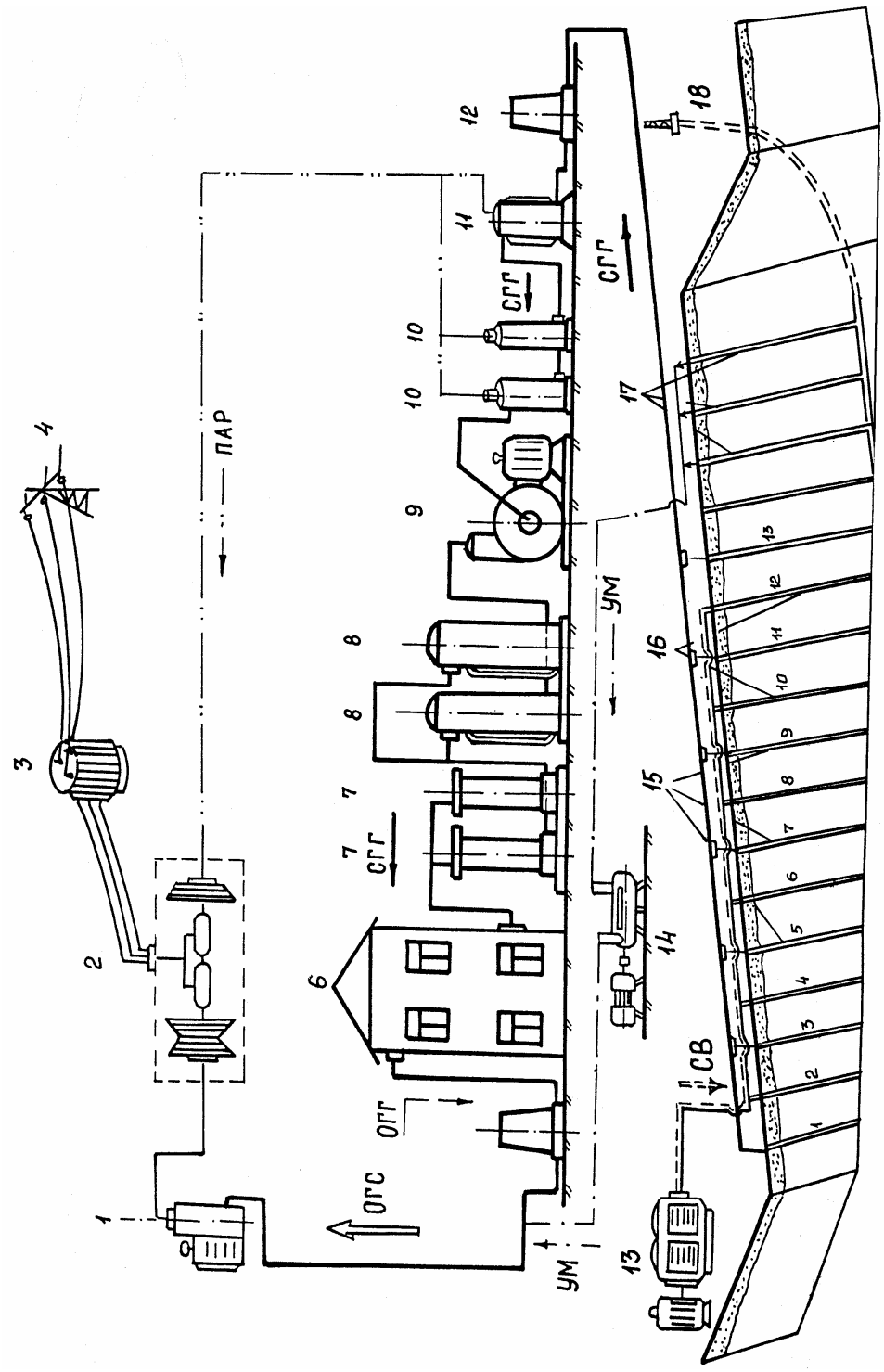

ПАР
СГГ
СГГ
СГГ
ОГГ
ОГС
УМ
УМ
СВ
1
2
3
4
5
6
7
8
9
10
11
12
13
14
15
16
17
18

Рис. 2. Технологическая схема экологически чистого углеэлектрического комплекса для разработки угольного месторождения: *1* – питательный компрессор среднего давления на расход 70 тыс. м/ч; *2* – электрогенераторная установка комбинированного цикла на мощность 60-70 МВт; *3* – повышающий трансформатор; *4* – ЛЭП; 5 – градирня; *6* – абсорбционная обогатительная установка на расход газа до 90 тыс. м/ч; *7* – циклонный пылеуловитель типа ПБЦ2-28 на расход 31 тыс. м/ч; *8* – скруббер центробежного типа ЦС ВТИ на расход 31,8 тыс. м/ч; *9* – дымосос ДН – 19 НЖ на расход 102 тыс. м/ч и температуру входящих газов 400 °С; *10* – экономайзер чугунный водяного типа ЭТ1-300 на расход 34 тыс. м/ч; *11* – котел – утилизатор типа РКК – 20/40 на расход газов до 56 тыс. м/ч и температуру 850 °С; *12* – градирня; *13* – компрессор низкого давления для подачи сжатого воздуха в воздухопадающие скважины; *14* - вакуум-насос типа ВВН-50 на расход до 3 тыс. м/ч; *15* - продуктивные (газоподающие) скважины ПГУ –ПСУ; *16* – воздухопадающие скважины; *17* – скважины, используемые для добычи угольного метана; *18* – вертикально-горизонтальная сбоечная скважина

который вполне может быть использован для энергетических нужд, как газовое топливо с теплотой сгорания до 1500 ккал/м^3 или примерно 6000 МДж/м^3.

Выводы

1. Проведен анализ возможностей использования генераторного газа ПГУ в качестве химического сырья; установлено, что наиболее актуальным направлением в настоящее время является его использование как энергетического сырья.

2. Разработана технологическая схема локального углегаз-электричес-кого комплекса на основе использования комбинации технологий ПГУ, очистки сырого генераторного газа от углекислого газа и попутной добычи угольного метана с последующей выработкой электроэнергии непосредственно на шахтном поле, которая по своим технико-экономическим показателям превосходит показатели шахты аналогичной мощности.

3. Доказана принципиальная возможность использования технологической схемы скважинной технологии на базе ПГУ-ПСУ, добычи необходимого объема угольного метана, обогащения смеси и выработки электроэнергии на шахтном поле.

4. Разработаны параметры пилотного углегаз-электрического предприятия и показано, что оно по сравнению показателями шахты аналогичной тепловой мощности имеет выше производительность труда в 2,4 раза, себестоимость производства энергоносителя в 1,55 раза ниже и численность трудящихся в 2 раза ниже, но уступает показателям разреза.

5. За счет сложных реакций подземного горения угля и последующего использования генераторного газа при ПГУ-ПСУ значительно (до 4-6 раз) сокращаются выбросы сернистых окислов, окислов азота и окиси углерода.

6. При применении скважинной технологии углегаз-электричество исключаются выдача на поверхность пустой породы и обогатительный цикл при переработке энергетических углей, что выгодно отличает скважинную технологию

Коротко об авторах

Васючков Ю.Ф. – профессор, доктор технических наук, Заслуженный деятель науки РФ,
Васючков М.Ю. – кандидат технических наук,

Московский государственный горный университет.

УДК 622.272:622.775

Э.А. Пирматов, С.А. Дюсамбаев, Б.О. Дуйсебаев,
Е.Е. Жатканбаев, Л.С. Вятченникова, Г.А. Садырбаева

ПЕРСПЕКТИВЫ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА НА МЕСТОРОЖДЕНИИ СЕМИЗБАЙ

Семинар № 18

Введение

В последнее время возобновился интерес к месторождению урана Семизбай (Северный Казахстан), которое отрабатывалось в опытном масштабе Целинным ГХК в период с 1973 по 1989 гг. В тот период по ряду причин месторождение не было принято к промышленной отработке. В настоящее время требуется решить вопрос об экономически эффективной отработке данного месторождения, на основе выполнения цикла НИР по геологии, минералогии, петрографии, вещественному составу, гидродинамическому моделированию и разработки эффективной технологии подземного скважинного выщелачивания.

Изученность месторождения

Урановое месторождение Семизбай было открыто в 1973 году в результате совместных геолого-исследо-вательских работ ЦГХК и ВНИИХТа и было оценено как крупный промышленный объект.

Идея о применении ПСВ возникла в 1980-81 г, когда в процессе завершения детальной разведки ЦГХК совместно с ВНИИХТом была выполнена оценка целесообразности отработки «законтурных» руд – расположенных за границами проектируемых карьеров – способом подземного скважинного выщелачивания.

Геологическое строение

Основной структурой Семизбайского месторождения является одноименная эрозионно-тектоническая депрессия, которая представляет из себя древнюю длительно развивавшуюся долину, выполненную мезозойско-кайнозойскими отложениями.

Урановое оруденение месторождения сосредоточено на двух водоносных горизонтах: верхнесемизбайский горизонт (ВРГ) и нижнесемизбайский горизонт (НРГ).

Гидрогеологические условия

В гидрогеологическом отношении Семизбайская депрессия расположена на границе двух гидрогеологических регионов – Иртышского артезианского бассейна, входящего в систему Западно-Сибирских артезианских бассейнов и Казахской складчатой страны. Вся Семизбайская депрессия врезана в кристаллические породы, в основном, в граниты Жаман-Кой-тасского гранитного массива, сменяющегося на востоке эффузивно-осадочными образованиями, являющимися ее ложем. Восточная часть депрессии, погружаясь на северо-восток, уходит в Иртышский артезианский бассейн.

По литолого-стратиграфическим признакам в пределах месторождения

Семизбай выделяются следующие водоносные зоны и комплексы:

1. Комплекс верхнечетвертичных и современных аллювиальных и озерно-аллювиальных отложений.
2. Люлинворский горизонт эоцена (P_2ll).
3. Первый верхнесемизбайский комплекс верхней юры – нижнего мела ($J_3 - K_1 sm_2^{2-3}$) (надрудный горизонт).
4. Второй верхнесемизбайский горизонт верхней юры – нижнего мела (верхний рудный горизонт - ВРГ).
5. Нижнесемизбайский комплекс верхней юры – нижнего мела (нижний рудный горизонт - НРГ).
6. Трещинные воды комплекса скальных пород верхнего рифея – девона (подрудный горизонт).

Руды месторождения визуально не отличаются от вмещающих пород и выделяются только по результатам опробования. Уран в них находится в минеральной и сорбированной формах. Руды представлены в основном рыхлым и слабо сцементированным материалом; руды на карбонатном цементе (карбонатные руды) по месторождению составляют 20 %.

Вещественный состав руд и его влияние на геотехнологические параметры

Урановая минерализация на месторождении установлена во всех литологических разностях осадочных пород. Незначительные концентрации урана обнаружены также в гранитах фундамента депрессии. Уран в рудах находится в минеральной и сорбированной формах. Последняя распространена широко, но в богатых рудах основная масса урана связана с минеральными формами. Долю урана, приходящуюся на ту или иную форму, установить трудно, поскольку соотношение форм переменно.

Сорбированный уран в рудах связан с углефицированными обломками растений, глинистыми минералами цемента и гидроокислами железа. Минералы урана представлены коффинитом, настураном, урановыми чернями и редко встречающимися вторичными минералами. Кроме того, в незначительном количестве присутствуют урансодержащие ильменит, титаномагнетит и лейкоксен.

Распределение урановых минералов в рудах неравномерное – в бедных рудах они отмечаются лишь в виде мелких и редких выделений, в участках богатого оруденения – образуют густую вкрапленность и небольшие стяжения, иногда полностью замещая глинистый цемент и частично развиваясь по обломкам. В большинстве случаев настуран и коффинит находятся в тесной ассоциации с пиритом и марказитом.

Органическое вещество распространено довольно широко. Его содержание в пересчете на $C_{орг}$ варьирует от десятых долей до 5 %. Представлено оно углефицированными растительными остатками (листья, корни, стебли, кора, стволы), которые по степени углефикации могут быть отнесены к бурым углям.

Руды месторождения подразделяются на типы только по их литологическому составу, поскольку по другим признакам, в частности по минералогическому составу, они существенно не различаются.

Установлены следующие четыре типа руд:

-алюмосиликатные (CO_2<2 %)

в глинах и алевролитах,

в глинистых песках и песчаниках,

в гравелитах и конгломератах с песчано-глинистым цементом;

-карбонатные (CO_2>2 %)

в песчаниках и конгломератах с карбонатным цементом.

Из-за небольшого распространения, руды в породах, обогащенных углефицированной растительной органикой, как самостоятельный тип нами не рассматриваются.

В 1972 году были проведены гидрогеологические исследования в результате которых была установлена невозможность отработки месторождения открытым способом (карьер) из – за большой обводненности.

Так как руды являются песчаными и обводнены, они благоприятны для отработки месторождения подземно-скважинным способом.

На основе изучения литологических и фильтрационных свойств руд выделяются следующие литолого-фильтрационные типы, которые с учетом содержания в них CO_2, могут быть объединены в две основные группы:

1.Руды, пригодные для ПВ ($К_ф$>0,5 м/сутки, CO_2<2 %).

1.1. В песчаных отложениях.

1.2. В гравийных отложениях.

1.3. В песчано-галечниковых отложениях.

2. Руды, непригодные для ПВ ($К_ф$<0,5 м/сутки, CO_2>2 %).

2.1.В глинах и алевролитах.

2.2.В глинистых галечниках и валунниках.

2.3.В крепких карбонатизированных породах.

2.4.В породах фундамента и коре выветривания.

В целом по месторождению к пригодным для ПВ можно отнести 70 % всех руд. Среди непригодных для сернокислотного подземного выщелачивания выделяются следующие руды: в скальных карбонатных отложениях (10 %), в глинистых галечниках (10 %), глинах и алевритах (около 10 %).

Существуют, как известно, два основных метода выщелачивания урана – щелочной и сернокислотный.

Щелочной метод непригоден для Семизбая из-за кольматации пласта, обусловленной набуханием монтмориллонита при применении таких растворителей как бикарбонат натрия.

Нами были проведены исследования по сернокислотному выщелачиванию урана.

Для проведения исследований были пробурены скважины с отбором кернового материала.

Опробование керна

Опробование керна и выделение рудных интервалов проводилось на основе данных гамма-каротажа и радиометрического контроля с помощью радиометра СРП-68.

Для проведения лабораторных работ (минералогических, технологических, аналитических исследований) проведен отбор частных керновых проб. Данные по опробованию керна скважин, приведены в табл. 1 и 2.

Лабораторные исследования кернового материала

Для проведения аналитических исследований истертый керновый материал в количестве 120 г был проанализирован на содержание урана, диоксида углерода, углерода общего, серы общей и сульфатной. Результаты анализов приведены в табл. 3.

В табл. 3 среди 39 проб, отобранных при керновом опробовании, выделяются шесть проб скважины 2 по резко повышенной карбонатности. Это пробы 21325, 21267, 21297, 21309, 21310 и 21326 с содержанием диоксида углерода в пределах 5,51 – 13,579 %. Эти пробы характеризуют линзовидные прослои карбонатизированных песков, гравия и галечно-гравийно-песчаных пород и пред-

ставляют собой «скальные» крепкие песчаники, гравелиты, конгломераты

Таблица 5

Гранулометрический состав технологических проб

	Номера проб					
Размер фр, мм	**1Т**	**2ТВ**	**2ТН-1**	**2ТН-2**	**3Т**	**4Т**
>10						
10,0-5,0				1,35		0,94
5,0-2,0	9,06	0,37	3,93	8,29	8,95	8,15
2,0-1,0	5,42	0,14	2,09	4,13	3,96	4,12
1,0-0,5	34,38	13,52	25,47	27,61	27,38	28,25
0,5-0,25	15,93	22,48	21,74	22,34	20,40	18,47
0,25-0,1	14,26	38,83	17,72	16,42	14,45	14,44
0,1-0,05	3,66	7,39	5,53	4,22	3,71	3,83
0,05-0,01	12,38	11,29	10,80	14,78	14,37	12,15
0,01-0,005	4,16	4,59	11,06	0,17	6,38	9,00
0,005-0,001		0,43	0,38			
<0,001	0,21	0,23	0,00	0,02	0,13	0,01
Коллоид 1	0,34	0,14	0,55	0,38		0,23
Коллоид 2	0,24	0,62	0,70	0,34	0,28	0,43
Итого	**100,00**	**100,00**	**100,00**	**100,00**	**100,00**	**100,00**

на карбонатном и глинисто-карбонатном цементе. Все разности пород этого класса пород содержат повышенные количества урана в пределах 0,004-0,007 и 0,013-0,017 %. По документации керна в скважине 2 в НРГ в интервале 123,4 – 134,6 м, то есть на 11,2 м отмечено развитие шести линзовидных прослоев карбонатных пород общей мощностью 4 м. Ширина отдельных линз различная и варьирует от 0,1 м до 1 м.

Формирование технологических проб

Для технологических исследований на предмет извлечения урана методом ПСВ в лабораторных условиях сформированы 6 технологических проб. Характеристики сборных, технологических проб, помещены в табл. 4 и 5.

Работы по изучению вещественного состава руд продолжаются.

Были проведены предварительные эксперименты по выщелачиванию руд. По результатам проведенных исследований можно сделать следующие основные выводы:

1) Рудовмещающие породы месторождения Семизбай представлены песчаниками и гравелитами на глинистом и

карбонатном цементе, алевритами и глинами, углистыми разновидностями. Наиболее широко развиты малокарбонатные песчаные отложения с глинистым заполнителем.

2) Уран содержится практически во всех разновидностях горной массы, но основное его количество сконцентрировано в песчаных отложениях. Распределение урана крайне неравномерно. Наиболее высокие содержания приурочены, главным образом, к участкам, обогащенным органическими веществами и сульфидами.

3) По данным результатов лабораторных опытов по агитационному выщелачиванию определена оптимальная концентрация серной кислоты - 5 г/л, что соответствует малореагентому методу выщелачивания

4) Для переработки руд фильтрационным способом приемлемо сернокислотное выщелачивание.

5) При фильтрационном выщелачивании (в трубках) руд (содержание урана 0,04 %) 0,5 % и 1,5 %) раствором серной кислоты достигнуты следующие показатели:

- степень извлечения урана – 80–82 %;
- расход кислоты – 20–32 кг/т руды;

6) При фильтрационном сернокислотном выщелачивании в трубках наблюдается снижение скорости фильтрации растворов с увеличением концентрации кислоты в выщелачивающих растворах – в 2-9 раз по сравнению с исходной при увеличении кислотности с 5 г/л до 15 г/л.

7) Руды способны интенсивно окислиться кислородом воздуха.

8) При обработке водой кернового материала, находившегося в контакте с воздухом, степень извлечения урана достигает 10 %.

Коротко об авторах

Пирматов Э.А., Дюсамбаев С.А., Дуйсебаев Б.О., Жатканбаев Е.Е., Вятченникова Л.С., Садырбаева Г.А. – ИВТ.

© Г.С. Крылова, Е.А. Кошель, 2006

УДК 622.342.13

Г.С. Крылова, Е.А. Кошель

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ЗОЛОТОНОСНЫХ КОР ВЫВЕТРИВАНИЯ

Таблица 1

Гранулометрическая характеристика руды коры выветривания с распределением золота по классам крупности

Классы, мм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
+2	6,07	2,1	4,84
-2+1	5,89	3,48	3,65
-1+0,5	6,41	2,69	4,87
-0,5+0,3	3,73	6,97	24,41
-0,3+0,1	11,86	1,23	34,28
-0,1+0,07	1,15	2,71	2,47
-0,07+0,04	8,68	0,67	7,20
-0,04	56,21	0,84	18,28
Итого	100,00	2,58	100,00

Таблица 2

Формы нахождения золота в коре выветривания

Формы нахождения золота	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
Золото свободное, амальгамируемое	0,85	21,47
Золото в сростках, цианируемое	1,33	68,59
Золото в кислоторастворимых минералах и под пленками	0,04	1,05
Золото, тонковкрапленное в сульфидах	0,02	0,52
Золото, тонковкрапленное в кварце	0,34	8,37
ИТОГО (по балансу)	2,58	100,00

Семинар № 18

Россыпные месторождения и месторождения кор выветривания являются во всем мире и в России источником многих важнейших видов минерального сырья (золото, платиноиды, алмазы, бокситы, никель, марганец, олово, редкие металлы, титан и цирконий, ювелирные и поделочные камни).

Основными особенностями кор выветривания являются: нарушенное залегание охристо-глинистого элювия, присутствие гравийно-галечных осадков, неравномерное распределение золота, достаточно высокое содержание свободного золота в тонких классах, неизвлекаемого гравитацией. В отличие от первичных руд в корах выветривания до 95 % золота находится в свободном состоянии и ассоциирует с глинистыми минералами; свободного гравитационного золота обычно не более 30-40 %.

Исследования вещественного состава показали, что коры выветривания имеют довольно сложный состав: содержат большое количество глинистых составляющих (порядка 80 %) и преимущественно мелкое и тонкое золото (до 85 %) и являются достаточно сложным сырьем с технологической точки зрения.

Проведенные исследования показали, что применение гравитационных и фло-

Таблица 3

Показатели извлечения золота из руды коры выветривания с применением различных технологий

Извлечение Au, %		
Гравитация	Цианирование	Кучное выщелачивание (с окомкованием)
	-0,1 мм	
53,4	79,4	63,2

Таблица 4

Режимы проведения экспериментов по цианированию

Параметры	Прямое выщелачивание	Метод Гекко
крупность дробленой руды	–2+0 мм	-2+0 мм
отношение Ж:Т	2:1	15 % тв.
концентрация NaCN	0,10 %	0,05%
концентрация CaO	0,03 %	0,03 %
продолжительность процесса	24 часа	24 часа

Таблица 5

Результаты прямого цианирования и с применением метода Гекко

Продолжительность, час	Извлечение золота, %		Расход цианида, кг/т	
	Прямое цианирование	Метод Гекко	Прямое цианирование	Метод Гекко
24	62,26	83,96	1,01	1,05
	58,40	81,13	1,01	1,05

тационных способов для переработки руд кор выветривания малоэффективны.

Эффективной технологией извлечения золота из кор выветривания может являться цианирование, в том числе и кучное выщелачивание.

Объектом данного исследования являлась золотосодержащая руда одного из разведуемых месторождений представленная глинисто-шламистым материалом: в основном, обломочно-охристо-глинистой корой выветривания по омарганцованным и ожелезненным, слабо баритизированным, прокварцованным и редко сульфидизированным вулканитам кислого-среднего состава. Глинистые минералы (каолинит, монтмориллонит) с буровато-рыжими охрами составляют до 60-90 %.

Гранулометрический анализ (табл. 1) показал, что основная масса золота сосредоточена в классе -0,3+0,1 мм – 34,28 %, в классе -0,5+0,3 мм его содержится– 24,41 % и около 18 % - в классе – 0,04 мм. В крупных классах, таких как +2, -2+1, -1+0,5 мм содержание золота колеблется от 3,65 до 4,87 %. Это является косвенным свидетельством присутствия в руде разновеликого золота.

Характер распределения золота по гранулометрическим классам дает основания предположить, что золото в крупных классах находится в виде свободных частиц, а также в виде пленок и сростков.

По данным фазового анализа (табл. 2) основная масса золота - 90,1 % содержится в цианируемом виде (самородный металл и открытые сростки), в кислоторастворимых минералах (под пленками) и в сульфидах находится незначительное количество золота (1,6 %), в виде

тонкой вкрапленности в кварце и других кислотонерастворимых минералах рассеяно 8,4 % золота.

Минералогический анализ показал, что морфология золота многообразна и представлена кристаллическими, дендритовидными, комковидными и пластинчатыми формами. Размер золотин колеблется от субмикронных до 1,5 мм частиц, преобладают зерна размером 0,30 мм.

Таким образом, по гранулометрическому составу и по характеру золота рациональными технологиями переработки данной руды могут быть гравитация, цианирование, кучное выщелачивание или их комбинация. Сравнительные результаты проведенных технологических исследований по извлечению золота из коры выветривания с применением этих технологий представлены в табл. 3.

Анализ полученных результатов (табл. 3) показывает, что при гравитационном обогащении почти половина золота (46,6 %) теряется в хвостах в виде тонкого и тонкодисперсного металла.

Эффективность технологии кучного выщелачивания, наиболее часто применяющейся для переработки бедных окисленных руд определяется фильтрационными свойствами руды. Характерной особенностью исследуемой руды коры выветривания является ее высокая глинистость, поэтому кучное выщелачивание золота из неокомкованной руды оказалось малоэффективным. При кучном выщелачивании окомкованного материала извлечение золота составило за 19 суток 63,2 %.

Более высокие показатели извлечения золота получены при цианировании руды, измельченной до крупности -0,1 мм, извлечение золота в этом случае достигает 79,4 %.

В связи с тем, что измельчение такого относительно бедного материала и высоко глинистого материала связано с определенными трудностями, были проведены эксперименты по выщелачиванию мелко дробленной руды крупностью -2 мм методом прямого цианирования и с применением метода интенсивного цианирования - метода Гекко.

Эксперименты по цианированию руды коры выветривания проводили в условиях и режимах представленных в табл. 4. Цианирование проводили на 2-х параллельных навесках руды.

Результаты прямого цианирования и цианирования с применением метода Гекко приведены в табл. 5.

Из результатов, представленных в табл. 5 видно, что при использовании метода Гекко извлечение золота увеличилось в 1,4-1,9 раза, по сравнению с извлечением золота при прямом цианировании; извлечение золота по методу Гекко составляет, соответственно, 82,55 %; извлечение при прямом цианировании – 60,33 %. Расход реагентов 1,05 кг/т и 1,01 кг/т, соответственно.

Таким образом, проведенные исследования показали, что применение метода Гекко при переработке мелкодробленой (-2 мм) руды высоко глинистых золотоносных кор выветривания с разновеликим золотом позволяет увеличить показатели извлечения золота на 29,2 % по сравнению с гравитацией, на 22,2 % - по сравнению с прямым цианированием, на 19,4 % - по сравнению с кучным выщелачиванием и на 3,15 % по сравнению с цианированием тонко измельченного (до крупности -0,1 мм) материала. Расход реагента по сравнению с прямым выщелачиванием, практически, не изменяется.

Эта новая технология является перспективной технологией переработки сложных по вещественному составу и

характеристике золота руд кор выветривания.

Коротко об авторах

Крылова Г.С., Кошель Е.А. – ФГУП «Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов» (ЦНИГРИ), Москва.

© В.Н. Аллилуев, 2006

УДК 622.272

В.Н. Аллилуев

ИЗМЕНЧИВОСТЬ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ГЛУБОКОЗАЛЕГАЮЩИХ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КУРСКОЙ МАГНИТНОЙ АНОМАЛИИ

Семинар № 18

Необходимость более детального изучения и оценки изменчивости физико-механических свойств богатых железных руд продиктованы современными требованиями к достоверности информации для расчета НДС. Проведенные до настоящего времени исследования геологических и инженерно-геологичес-ких условий глубокозалегающих месторождений КМА, базирующиеся на данных, полученных по разведочным скважинам, позволили установить некоторые прочностные и деформационные параметры БЖР. Однако, накопленный в последнее десятилетие опыт освоения месторождений свидетельствует о недостаточности инженерно-геологической изученности свойств богатых железных руд для обоснования не только новых технологий добычи, но и традиционных.

Поэтому были проведены исследования, анализ и обобщение свойств богатых железных руд с позиций освоения глубокозалегающих месторождений БЖР новой созданной технологией подземной добычи.

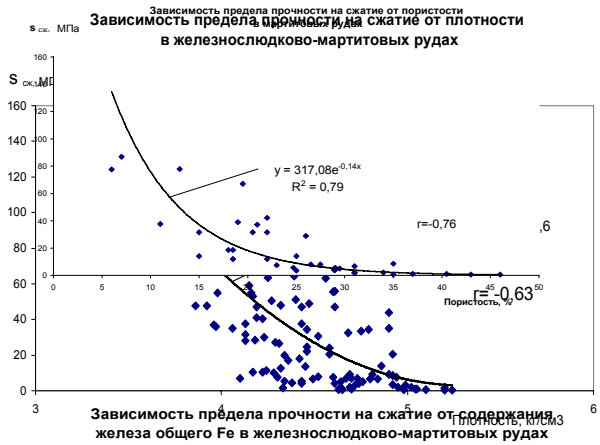
Богатые железные руды характеризуются изменчивостью по химическому составу. Содержание железа общего колеблется в широких пределах от 55 до 68 %. Для различных минералогических типов эти пределы составляют: у железнослюдково-мартитовых руд от 67 до 68,5 % железа общего; у гематито-гидрогети-товых - в более широких пределах от 55 до 68 %; у мартито-гидрогемати-товых - от 63 до 66 %; у хлорито-гидрогематитовых - около 61 %.

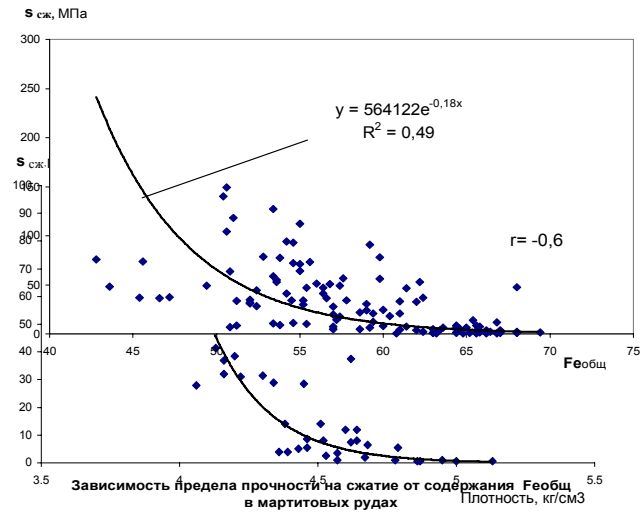
В рудном теле по вертикальному разрезу наблюдается определенная закономерность распределения железа. В верхних горизонтах содержание железа составляет от 45 до 60 %, с увеличением глубины содержание железа повышается до 69 %, а затем на границе с железистыми кварцитами снижается до 45-52 %. Установлено, чем больше вертикальная мощность рудной залежи, тем более высокое содержание железа в руде.

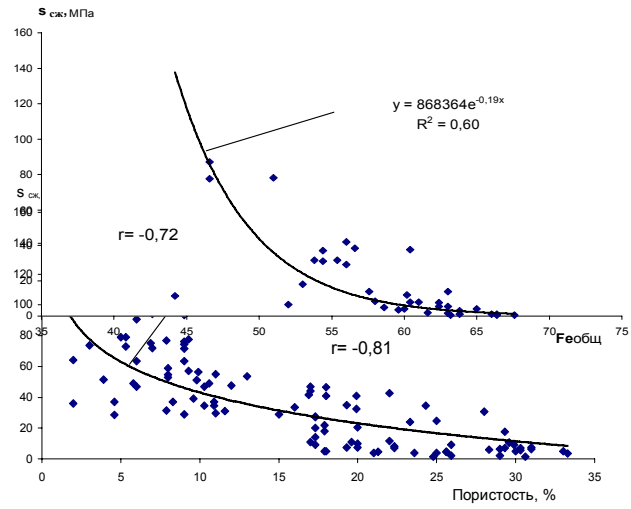
В строении рудных тел проявляется зональность по прочности. Можно выделить: рыхлые руды с прочностью менее 3

МПа; полурыхлые – 3-5 МПа; уплотненные и слабосцементированные руды значительной мощности с прочностью от 5 до 7 МПа; плотные – 7-10 МПа; крепкие руды с прочностью более 10 МПа. Пористость руд высокая 30-50 %, максимальная молекулярная влагоемкость 5-12 %.

Железнослюдково-мартитовые руды имеют больший удельный вес 45,6-53,8 кН/м^3, при среднем 49,8 кН/м^3, но меньшую естественную влажность, плотность, временное сопротивление сжатию по сравнению с мартито-гидрогетитовыми и гематито-гидро-гети товыми рудами.







Среднее значение угла внутреннего трения 33°, сцепление – 0,04 МПа. Начальная естественная влажность, сдвигаемых образцов 6-12 %, конечная влажность 5-14 %. Временное сопро-тивление сжатию находится в пределах 0,3–1,0 МПа. Коэффициент сжимаемости у руд с ненарушенной стру-ктурой 0,033 МПа$^{-1}$, с на-рушенной структурой без за-мачивания 0,01–0,014МПа$^{-1}$.

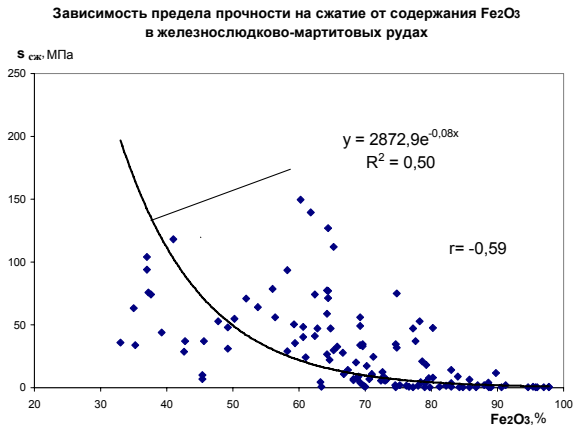
Гематито-гидрогетитовые руды имеют удельный вес равный 42,8-48,3 кН/м^{3}. Временное сопротивление сжатию равно 0,5-1,4 МПа. Коэффициент внутреннего трения при естественной влажности 0,77, сцепление 0,025 МПа, угол внутреннего трения равен 38°, естественная влажность 15 %. По временному сопротивлению сжатию руды этого типа можно отнести к слабым.

Уплотненное состояние железнослюдково-мартитовых, мартитовых руд объясняется большой глубиной залегания и тектоническими воздействиями, вызвавшими уплотнение руд в процессе их образования, поскольку коэффициент плотности изменяется в пределах 0,86-1,65. Неоднородность, т.е. переслаиваемость плотных и рыхлых прослоек, влияет на показатели сжимаемости, сопротивления сдвигу, коэффициент фильтрации. Богатые руды имеют выраженные тиксотропные свойства. Для новой системы разработки и выбора

направления ведения горных работ во избежание неблагоприятного развития горного давления и концентраций напряжений в массиве в целом необходима информация по физико-механическим и водно-фи-зическим свойствам руд. Было проведено изучение и корреляционно-регрес-сионная обработка данных ранее выполненных исследований, а также испытания отдельных образцов.

В качестве основного признака разделения богатых железных руд по технологическим типам в большинстве принятых классификаций используется предел прочности на сжатие. Поэтому, в первую очередь были обобщены и проанализированы физико-механические, химические, гранулометрические характеристики богатых железных руд, установлены эмпирические зависимости предела прочности на сжатие от пористости, плотности, содержания железа общего, закиси железа, потерь при прокаливании для различных минералогических разностей (некоторые из которых приведены на рисунке). Полученные парные эмпирические зависимости имеют тесную связь между признаками, корреляционное отношение находится в пределах r = 0,5-0,8. Для рыхлых разностей характерно малое сопротивление сжатию, большая насыщенность водой.

Установленные закономерности изменения предела прочности на сжатие основных типов руд от содержания железа общего, закиси и окиси железа показывают, что при росте содержания закиси железа наблюдается некоторое повышение прочности, но корреляционное отношение низкое. Наиболее тесная связь наблюдается между пределом прочности на сжатие и содержанием железа общего, корреляционное отношение составляет 0,6; 0,79; 0,74 для выше названных руд. С ростом содержания железа в рудах прочность снижается. Парные связи между компонентами химического состава, например, у железнослюдково-мартитовой руды показывают, что содержание железа при его изменении в пределах от 67 до 68 % достаточно хорошо коррелирует с основными компонентами FeO, SiO_2, Al_2O_3 и потерями при прокаливании.



Зависимости предела прочности на сжатие от плотности, пористости, $Fe_{общ}$, Fe_2O_3.

Таким образом, изученность месторождений БЖР, разведка которых проводилась десятки лет назад с целью подготовки к отработке традиционными способами по валовой технологии, недостаточна для обеспечения требований новой технологии выемки БЖР из-за высокой изменчивости физико-механи-ческих характеристик руд и сложности внутренней структуры залежей.

С позиций освоения глубокозалегающих месторождений БЖР новой технологией подземной добычи для повышения достоверности расчетов НДС следует пользоваться выявленными закономерностями, которые учитывают особенности вещественного и химического состава, физико-механические характеристики и другие свойства, вытекающие из сложной геологической картины формирования рудных залежей.

Коротко об авторах

Аллилуев В.Н. – кандидат технических наук, доцент, Губкин
ковского государственного открытого университета.

© П.М. Соложенкин, 2000

УДК 622.765+665.75

П.М. Соложенкин

ПЕРСПЕКТИВА РАЗВИТИЯ ТРАНСПОРТНОЙ РЕАКЦИИ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ СУРЬМЫ ОТ ЗОЛОТА В РАСТВОРЕ

Семинар № 18

В последнее время интерес к летучим неорганическим гидридам резко возрос в связи с открывшейся возможностью применения некоторых из них (стибина) для получения элементов в особочистом состоянии и для выращивания и легирования полупроводниковых эпитаксиальных слоев (пленок) [1].

Золото, платина, серебро, никель и кобальт являются особо вредными примесями при изготовлении свинцовых аккумуляторов, решетки которых содержат 1-3 % Sb в качестве легирующей добавки. Присутствие этих элементов способствует возникновению процессов саморазрядки аккумуляторов и допустимые пределы для них весьма жестки [2].

При восстановлении соединений сурьмы в кислых растворах водородом в момент его выделения выход стибина составляет 26 % [1, 3, с. 237; 4, 5, с. 490]. Эффективно протекают реакции восстановления галидов сурьмы смешанными солеобразными гидридами в неводных растворах. В реакциях между пятихлористой сурьмой и гидридоборатом лития или литийалюминийгидридом в эфирной среде достигает соответственно 95 и 99 % [1].

В водных средах реакции проходят с малым выходом. При взаимодействии $SbCl_3$ с гидридоборатом калия выход едва достигает 30 % [1, 5]. Если вместо треххлористой сурьмы используются соединения, обладающие меньшей склонностью к гидролизу, например антимонилтартрат калия [1] или гексахлорантимонит натрия [1], то выход стибина повышается до 63 и 78 % соответственно. Более низкий выход стибина в водной среде, по-видимому, обусловлен каталитическим влиянием воды и пленки сурьмы на скорость термического разложения стибина. Этими же причинами можно объяснить малый выход стибина (в лучшем случае 15 %) в реакциях разложения антимонидов активных металлов водой или растворами кислот [1]. Отмеченные низкие выхода SbH_3 не подтверждаются многими исследователями по аналитической химии сурьмы. Поэтому приведем отдельные данные по определения Sb в виде SbH_3.

На свойстве сурьмянистого водорода образовываться с поглощением тепла и легко разлагаться при нагревании, основан количественный способ обнаружения сурьмы по Маршу [6, 7]. Известная реакция Марша основана на восстановлении Sb до SbH_3, который при нагревании без доступа воздуха разлагается на H_2 и сурьму, отлагающуюся на холодной поверхности прибора в виде блестящего темного налета (зеркала).

Реакцию проводят в приборе Марша (рис. 1), состоящем из небольшой колбы1 с пробкой с двумя отверстиями; через одно из них вставлена капельная воронка *2*, доходящая до дна колбы, а через другое- газоотводная трубка *3*, соединенная с трубкой *4*, заполненной безводным $CaCl_2$, и далее с трубкой *5* из тугоплавкого стекла. Трубка *5* имеет сужение 6 и узкий оттянутый конец *7*. В колбу вносят цинк, приливают 10-20 %-ную H_2SO_4 и ждут 15 мин (до полного вытеснения воздуха из прибора), после чего водород зажигают у оттянутого конца трубки *7* и одновременно пламенем газовой горелки нагревают участок трубки *5* перед сужением *6*.Через воронку *2* осторожно вводят раствор $SbCl_3$. В присутствии Sb в узкой части трубки вблизи нагреваемого места, а иногда и впереди сужения образуется блестящий черный налет Sb. При количественном анализе сурьмы данный метод позволяет обнаруживать до 1 мкг Sb .

Процесс можно представить следующими уравнениями:

$Zn + 2\,HCl = ZnCl_2 + H_2$

$SbCl_3 + 3\,H_2 = SbH_3 + 3\,HCl$

$SbCl_3 + 3\,Zn + 3\,HCl =$

$= SbH_3 + 3\,ZnCl_2$ (1)

Возможно, получить сурьмы (III) гидрид по реакции:

$Sb_2O_3 + 6\,Zn + 12HCl = 2SbH_3 +$

$6\,ZnCl_2 + 3H_2O$ (2)

Получают сурьмы (III) гидрид взаимодействием раствора $SbCl_3$ с Mg,

$SbCl_3 + 3\,HCl + 3\,Mg = SbH_3 + 3\,MgCl_2$, (3)

реакцией соляной кислоты с Mg_3Sb_2 или с $Zn_3\,Sb_2$.

$Mg_3Sb_2 + 6\,HCl = 2\,SbH_3 + 3\,Mg\,Cl_2$ (4)

$Zn_3\,Sb_2 + 6\,HCl = 2\,SbH_3 + 3\,Zn\,Cl_2$ (5)

Получают сурьмы (III) гидрид взаимодействием солянокислого раствора $SbCl_3$ с $Na[B_1$ или $K[BH_4])$:

$Na[BH_4] + 4\,HCl = BCl_3 + Na\,Cl + 4H_2$

$SbCl_3 + 3\,H_2 = SbH_3 + 3\,HCl$

$4SbCl_3 + 3Na[BH_4] = 4\,SbH_3 +$

$+ 3BCl_3 + 3Na\,Cl$ (6)

$Na[BH_4] + 2\,H_2O = NaBO_2 + 4\,H_2$

$SbCl_3 + 6\,H = SbH_3 + 3HCl$

$4SbCl_3 + 3Na[BH_4] + 6H_2O = 4SbH_3 +$

$+ 3NaBO_2 + 12HCl$ (7)

В настоящее время отгонка сурьмы в виде SbH_3 является одним из наиболее эффективных методов отделения микро - и ультрамикроколичеств Sb и используется в различных методах ее определения [6]. Если цинк очень чист, то выделение газа происходит медленно. В качестве восстановителей используют цинк в присутствии небольших количеств $SnCl_2$ или $TiCl_3$. Применение вместо гранулированного цинка таблеток цинковой пыли позволяет значительно сократить продолжительность выделения SbH_3.

Однако наиболее лучшим восстановителем является $Na[BH_4]$, который свободен от загрязнений Sb и довольно быстро переводит ее в SbH_3. Выделяющийся SbH_3, как правило, непосредственно используют для определения или обнаружения Sb. Для использования всего образовавшегося SbH_3 в последующем методе его определения через сосуд, в котором происходит восстановление, пропускают газ-носитель (воздух, H_2,N_2 и др.).

Разработана методика определения Sb с применением цветной реакции SbH_3 с диэтилдитиокарбаминатом серебра [6]. Механизм цветной реакции SbH_3 с диэтилдитиокарбаминатом серебра состоит в образовании интенсивно окрашенного золя серебра:

$SbH_3 + 6AgDDTC = SbAg_3.3AgDDTC +$

$+ 3\,HDDTC$, (8)

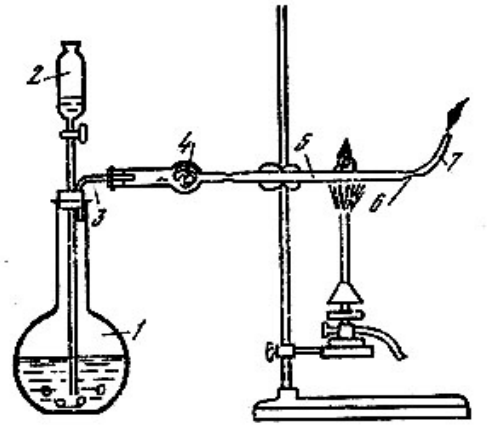


Рис. 1. Прибор Марша: *1* – реакционная колба; *2* – капельная воронка; *3* – газоотводная трубка; *4* – хлоркальциевая трубка; *5* – трубка из тугоплавкого стекла; *6* – сужение; *7* – оттянутый конец трубки

$SbAg_3.3AgDDTC + 3NR_3 + 3HDDTC =$

$= 6\ Ag + Sb\ (DDTC)_3 + 3\ (NR_3H)DDTC$ (9)

где DDTC - диэтилдитиокарбамат натрия, NR3- основание для образования окончательного продукта.

При этом одна молекула SbH_3 выделяет 6 атомов Ag, а Sb^{3-} окисляется до Sb^{3+} с последующим образованием диэтилдитиокарбамината. Метод позволяет определять Sb в ряде материалов с ее содержанием до 1.10^{-4} %.

Одним из наиболее эффективных методов повышения чувствительности определения Sb атомно-абсорбцион-ным методом является выделение ее в виде SbH_3 и непосредственное введение его в пламя.

С использованием спектрофотометра Перкин- Элмер 403 возможно определение до 0,0012 мкг Sb в пробе. При содержании Sb в анализируемой пробе 0,1-0,6 мкг ошибка определения составляет 3 %.

Еще лучшим восстановителем является $Na[BH_4]$, применение которого позволило снизить предел обнаружения Sb до нескольких нанограммов в пробе. При использовании пламени смеси H_2 и Ar и воздухом и сборе выделяющегося SbH_3 в специальный сосуд, позволяющий затем газовую смесь равномерно вводить в пламя, предел обнаружения составляет 5 нг Sb в пробе.

Определению Sb с применением $Na[BH_4]$ для генерирования стибина не мешают As, Sn, Si, Al, Mn, Ca, Mg, K, Na. Заметное влияние оказывают Cr, Cu, Ni, Pb, Fe, HNO_3. При определении 0,3 мкг Sb при п =15 коэффициент вариации составляет 5,2 %.

Описан автоматический вариант атомно-абсорбционного определения Sb в природных водах, основанный на образовании SbH_3, пропускании его через трубчатую печь в качестве атомизатора и измерении атомного поглощения Sb. Метод позволяет анализировать до 40 проб в час. Предел обнаружения Sb составляет 0,5 мкг/л.

Классическим примером транспортной реакции является очистка металлического никеля через его карбонил. Порошок никеля обрабатывают при температуре 200-250°C и повышенном давлении оксидом углерода. Газообразный карбонил никеля поступает в другую часть реакционного аппарата и при охлаждении газов до 10-30 ^{o}C происходит их конденсация. Чистый карбонил никеля разлагается при нагревании до температуры 260-400 ^{o}C на никелевый металлический порошок, который является готовой продукцией, а CO снова направляют в процесс [8].

Проведены исследования по получению сурьмы из стибина и осаждение благородных металлов из растворов (в том числе золота и серебра) с помощью борогидрида натрия.

Представляет интерес способ очистки, заключающийся в получении стибина и последующем его разложением [4]. Сначала раствор треххлористой сурьмы в соляной кислоте разлагают магнием. Полученный стибин охлаждают до -15 ^{o}C для вымораживания паров воды, а затем разлагают при нагревании до 500 ^{o}C. Полученная таким образом сурьма содержит примесей на 2-3 порядка меньше по сравнению с исходным хлоридом. Недостатками этого процесса являются малая производительность.

Известно, что более эффективным методом для извлечения драгоценных и тяжелых металлов из промышленных вод является осаждение « сильными» восстановителями агентами, например борогидридом натрия. Однако осаждение протекает наиболее эффективно при pH 9, в то время как кислотность продуктовых растворов обычно при pH 0-5.

Поэтому требуются дополнительные реагенты для регулирования pH, при этом происходит интенсивное выделение водорода, что нежелательно с позиции безопасности. При обработке растворов с pH 0-5 значительно возрастает расход борогидрида натрия.

Известны результаты испытаний по осаждению благородных металлов из растворов (в том числе золота и серебра) с помощью борогидрида натрия [9-12].

Количества металла, теоретически осаждаемое 1 г $Na[BH_4]$, г: золота (14); меди(7); свинца (22); никеля(6).

При осаждении серебра из фиксажных растворов по реакции:

$$8Ag(S_2O_3)_2^{3-} + Na[BH_4]+2H_2O=8Ag^o+ + NaBO_2 +8H^+ +16(S_2O_3)_3^{2-} \quad (10)$$

извлечение серебра в осадок достигало 99 % , при содержании серебра в осадке 95 %. Отмечено, что стоимость оборудования, необходимого для практического осуществления процесса, мала по сравнению со стоимостью извлекаемого серебра.

Для извлечения серебра из скрапа испытана схема [10], включающая растворение серебра в азотной кислоте, его первичное осаждение в виде хлорида. Обработку осадка щелочью для получения оксида серебра(Ag_2O) и, наконец, обработку борогидридом натрия:

$$4Ag_2O + Na[BH_4] + 2H_2O = 8Ag + +NaBO_2 + 4H_2O \quad (11)$$

Отмечено, что данный процесс позволяет получать порошок, содержащий 99,9 % серебра.

Поэтому перспективно использовать реакцию для одновременного получения сурьмы(III) гидрид и осаждения золота(благородных металлов) в растворе.

Окислительно-восстановительный потенциал SbH_3 -0.76В практически соответствует железу и несколько ниже сурьмы, никеля и соответственно благородных металлов.

Восстановление золота $Au\ Cl_4^-$ в этих условиях можно представить уравнением:

$$3Au\ Cl_4^- + 4SbH_3 = 3Au +4SbCl_3 + +6H_2 \quad (12)$$

или

$$2Au\ Cl_4^- + 2Na[BH_4] = 2\ Au^o + 2BCl_3+ +2Na\ Cl + 4H_2(8H) \quad (13)$$

$$2Au\ Cl_4^- + Na[BH_4]+2\ H_2O= 2\ Au^o + +NaBO_2 +8HCl \quad (14)$$

Получение сурьмы(III) гидрид при взаимодействии солянокислого раствора $SbCl_3$(или триоксида сурьмы) с цинком можно представить уравнением:

$$SbCl_3 +3\ Zn +3\ HCl = SbH_3 +3\ ZnCl_2 \quad (15)$$

$$Sb_2O_3 +6\ Zn +12HCl = 2SbH_3 + +6\ ZnCl_2 +3H_2O \quad (16)$$

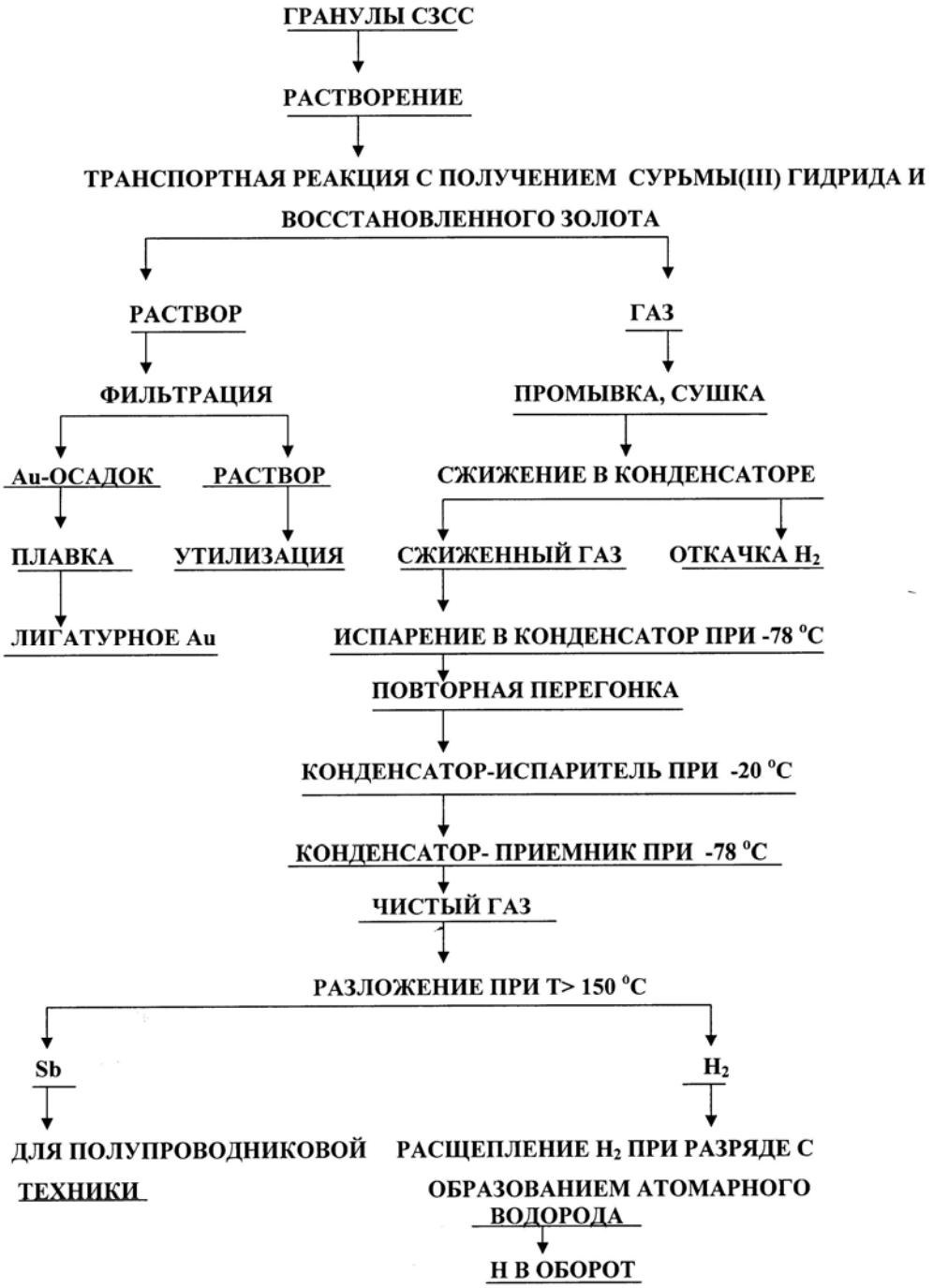


Рис. 2. Принципиальная технологическая схема переработки СЗСС

Теоретический выход технологических продуктов при переработке 1 кг сурьмы

СИНТЕЗ SbH_3	
1.Количество сурьмы, г	1000
2.Количество цинка, г	1609,65
3.Количество $SbCl_3$ при содержании в нем Sb 53,37 %	1873,71
4. Количество гидрида сурьмы SbH_3 54,7 % по реакции: $SbCl_3 + 6H = SbH_3 + 3HCl$ [228,109 124,77] [100 X] X = 54,7	1024,62
5. Количество гидрида сурьмы в л (Вес 1 л SbH_3 5,6385 г)	181, 75
6. Выход H_2 для превращения $SbCl_3$ в SbH_3, % [228,109 6,048] [100 X] X = 2,65	2,65
7.Количество сжиженного SbH_3 (Плотность при -17 ^oC 2,204 г/см^3), л	1024,62 /2,204=0,46489л
8.Необходимое количество водорода для превращения $SbCl_3$ в SbH_3 при выходе 2,65 % (1 л водорода весит 0,08988 г), г или 49,64: 0,089888= 552, 29 л	1873,17х 0,0265 = =49,64 г 552,29 л
9. Выход водорода по реакции: $Zn + 2\ HCl = ZnCl_2 + H_2$ [65,37 2,01594] [100 X] X = 3,08 %	3,08
10. Количество необходимого Zn, г [65,37 2,01594] [X 49,64] X = 1609,65	1609,65
РАЗЛОЖЕНИЕ SbH_3	
11.При разложении SbH_3 будет выделено H_2 2,4236 % (от всего количества SbH_3) 1024,62 х 0,02436 = 24,83, г или 24,836: 0,08988= 276,26, л	24,83 276,26

а восстановление золота в этих условиях - уравнением:

$$2AuCl_4^- + 4Zn = 2Au^o + 4ZnCl_2 \qquad (17)$$

На основании приведенных реакции, возможно, селективное разделение (выделение) золота и сурьмы в растворе с высокой эффективностью.

На рис. 2 представлена принципиальная технологическая схема переработки сурьмяного золотосодержащего сплава (СЗСС). В таблице представлены теоретические выхода основных технологических продуктов при переработке 1 кг сурьмы из СЗСС.

При использовании реакции получения сурьмы гидрида получают более чистый порошок сурьмы и регенерируют значительную часть газа. Полученный газ содержит до 14 объемных % SbH_3 (содержание в нем сурьмы 97,58, вес 1 л газа при 0 ^oC и 760 мм рт. ст. 5,6385 г, выход SbH_3 составляет около 75 % от взятого количества сурьмы) и около 86 объемн. % водорода. Примесями в газе являются пары хлористого водорода и влаги, от которых его очищают обычным способами. После конденса-

ции и повторного испарения сжиженного сурьмянистого водорода получают достаточно чистый (практически 100 %-ный) газ. Эта реакция представляет интерес для препаративной и аналитической химии или синтеза новых соединений с малым содержанием в сурьме благородных металлов, которые в аккумуляторах способствуют их разрядки. Достоинством транспортных реакции является возможность проведения всех операций в стерильных условиях, поскольку эти реакции проходят в замкнутом объеме и без больших количеств реагентов.

Однако в гидрометаллургии возможности крупно - масштабного применения этой реакции ограничивают следующие причины

- механизм протекания процессов сложен и недостаточно пока изучен;
- меньшая кинетическая активность и как следствие необходимость использования повышенных концентрации реагентов и длительность операции;
- токсичность гидрида сурьмы, взрыво- и пожаропасность и повышенная стоимость передела. **С газами особенно необходимо соблюдать чрезвычайную аккуратность и осторожность**.

Приведенные в настоящем материале сведения ориентируют работников научно-исследовательских организации на дальнейшее совершенствование процесса с выходом на опытно-промышленные работы и внедрение метода в производство.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1.*Справочник* металлурга по цветным металлам. Под ред. проф. доктора Н.Н. Мурача. – М.: Госуд. научно-техническое издательство по черным металлам.1953. с. 1111.

2.*Девятых Г.Г., Зорин А.Д.* Летучие неорганические гидриды особой чистоты. – М.:Наука. 1974. – С. 85.

3. *Рапопорт Ф.М., Ильинская А.А.* Лабораторные методы получения чистых газов. Госхимиздат. Москва.1963. - 420 с. Сурьмянистый водород (стибин). – С. 234-238.

4. *Петров Д.А., Бутов В.А., Гильядова Н.Г.* ЖНХ, 1959,т.4, № 9, с.1979-1973.

5.*Рипан Р., Читяну И.* Руководство к практическим работам по неорганической химии (неметаллы). М.: Мир. 1965. – С. 293, 490.

6**.** *Небодрук А.А.* Аналитическая химия сурьмы (серия « Аналитическая химия элементов») М.: Наука. 1978. 222 с.

7. *Marsh H.* Edinb. New Philos. J. 1886.c. 229.

8. *Бурухин А.Н., Пейхель А.Г., Барсегян В.В. и др*. Общие основы получения цветных металлов. Издание второе, дополненное. Норильский никель. Москва 2005 Издательская группа «АРБОР». – С. 157-158.

9. *Меретуков М. А., Орлов А. М.* Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт). - М.: Металлургия. 1991. - 416 с.

10. *Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С.* Металлургия благородных металлов. – М.: МИСИС, Издательский дом «Руда и Металлы» 2005. Том.1. 432 с. Том. 2 . 392 с.

11. *Chadwick B. K., Rao Y. K.* Current and energy efficiencies in silver refining with the thum cell//Trans. Inst. Min.(Sect. C.: Mineral Process, Extr. Metall.), V.94. - 1985, March. – p.C11-C16.

12. *Silver* precipitation by borogydride// Met. Bull. Monthly. 1983.-V12, N 156. - p.71-75.

Коротко об авторах

Соложенкин Петр Михайлович - профессор, доктор технических наук, Институт комплексного освоения недр РАН, академик АН Республики Таджикистан, действительный член РАЕН, действительный член Международной инженерной академии.