



УДК 622.27

А.Б. Болатова

ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ЗАХОРОНЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ
НА БАКЫРЧИКСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ**

Золоторудное месторождение Бакырчик находится на территории Жарминского района Восточно-Казахстанской области Республики Казахстан в северо-западной части Калбинского хребта.

Месторождение Бакырчик является наиболее крупным золоторудным объектом Кызыловского рудного поля, расположенного в центральной части Северо-Восточной подзоны Северо-Калбинской золоторудной металлогенической зоны; последняя охватывает осевую часть Зайсанской складчатой системы. Химический состав руд довольно устойчив, главным ценным компонентом является золото, попутными – серебро, мышьяк и сера сульфидная.

Опыт отработки верхних горизонтов показал, что руды и вмещающие породы месторождения характеризуются относительно невысокой крепостью (коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова от 4-6 до 6-12) и относятся к категории средней устойчивости (III) и неустойчивым (IV).

В течение многих лет запасы рудных тел №№ 1, 8, 9, 10 и 12 Бакырчикской рудной зоны разрабатывались открытым способом шестью карьерами на среднюю глубину 55±60 м. На Бакырчикском месторождении в период 1972-1997 гг. по проектам института «ГИ-Налмаззолото» отработку подкарьерных запасов рудных тел №№ 1,3,8,9 и 10 осуществляли различными системами разработки, добыв при этом около 1,7 млн т руды. Самый высокий показатель добычи руды системой слоевого обрушения объемом 133,3 тыс. т был достигнут в 1996 году.

При отработке золоторудных запасов до уровня первого горизонта (отм. +330 м) применялась система слоевого обрушения с использованием переносного оборудования. В середине 80-х годов XX века на руднике, в соответствии с техническими решениями института «ГИНалмаззолото», началась подготовка рудных тел №№ 9 и 10 ниже гор. +330 м к отработке с применением самоходного оборудования.

С 1990 года, при отработке рудных тел №№ 8, 9 и 10 ниже уровня горизонта +330 м, кроме системы слоевого обрушения с использованием переносного оборудования также применялись:

а) разновидность системы слоевого обрушения с переносным забойным оборудованием, но с доставкой руды от блокового рудоспуска к участковому пневматическими или дизельными погрузочно-доставочными машинами (ПДМ);

б) система подэтажного обрушения под гибким перекрытием с торцовым выпуском руды на буродоставочный орт (штрек) и с доставкой руды к участковому рудоспуску самоходными дизельными ПДМ.

Анализ опыта применения системы слоевого обрушения при отработке запасов место-

рождения Бакырчик позволяет утверждать о неэффективности ее использования в дальнейшем по следующим факторам:

- ограниченная производительность труда горнорабочих;
- значительный расход крепежных материалов;
- тяжелые условия проветривания очистных заходок при отработке руд, опасных по силикозу, требующих больших затрат на проведение специальных мероприятий по обеспечению нормальных условий работ;
- высокая пожароопасность системы.

В настоящее время на месторождении, согласно технологическому регламенту, применяется нисходящая слоевая система разработки с закладкой выработанного пространства [1]. Закладка выработанного пространства при слоевой системе с нисходящим порядком выемки слоев является неотъемлемой технологической операцией добычи руды, своевременность и качество выполнения которой оказывает существенное влияние на безопасность работ, на потери и разубоживание руды, а также интенсивность отработки запасов руд. Закладку выработанного пространства предусмотрено производить твердеющими смесями.

В качестве основной технологии закладочных работ по «Технологическому регламенту на проектирование бетонозакладочного комплекса 2-й очереди» рекомендован мельничный способ подготовки закладочных компонентов с приготовлением закладочной смеси заданных параметров на крупном заполнителе в уравнительном смесителе с последующей доставкой трубопроводным транспортом в выработанное пространство в самотечном режиме [2].

Твердеющая смесь приготавливается на бетонозакладочном комплексе (БЗК), расположенным на поверхности вблизи ствола «Восточный-Вентиляционный».

При потребности в твердеющей закладке в объеме 370 тыс. м³ в год часовая производительность (техническая) БЗК должна составлять 80 м³/ч.

Необходимые прочностные и деформационные свойства закладочного массива определяются технологией горных работ. В качестве основной характеристики закладочного массива принята прочность на одноосное сжатие, определяемая по ГОСТ 10180-90. Остальные прочностные (прочность на растяжение, изгиб) и деформационные (модули упругости и деформации) характеристики имеют тесную корреляционную связь с прочностью на сжатие.

Нормативная прочность достигается подбором состава закладочной смеси и необходимым временем твердения. Фактическая прочность закладочного массива зависит от состава смеси и условий твердения. На момент обнажения закладочного массива фактическая прочность должна быть не меньше нормативной.

Кровлей очистных выработок при нисходящей слоевой системе разработки является закладочный массив. При этом устойчивость искусственной кровли зависит не только от прочности несущего слоя, но и от порядка отработки заходок в слое.

Считается, что достижение нормативной прочности искусственной кровли, рассчитанной по условию устойчивости горизонтального обнажения, обеспечивает безопасность горных работ. Однако опыт показывает, что это относится только к заходкам первой очереди, когда несущий слой искусственной кровли опирается на жесткие рудные опоры. При отработке заходок последующих очередей в результате объективно существующего недозаклада выработанного пространства и малого модуля деформации малопрочного закладочного массива в ранние сроки твердения пролет подработки несущего слоя возрастает.

Таким образом, величина прогиба искусственной кровли и ее устойчивость определя-

ется пролетом не отдельных заходок, а всей площадью отрабатываемого слоя. Прямыми замерами установлено, что на последней стадии отработки слоя в центре пролета подработки величина прогиба кровли достигает 10-15 см.

При нисходящей слоевой выемке руды используют двухслойную конструкцию. Нижний слой из закладки повышенной прочности является несущим, а верхняя часть закладки является пригружающим слоем и имеет пониженную прочность, т.к. обеспечивает устойчивость вертикального обнажения высотой до 5 м. По технологическим причинам средняя мощность несущего слоя обычно принимается равной 1,2÷1,5 м. При этом среднегодовые объемы подачи закладки на несущие слои и дозаливки находятся в соотношении 1:1.

Расчет нормативной прочности закладки в несущем слое ведется по схеме балки, опертой на рудный массив или закладку уже отработанных заходок, нагруженной собственным весом и весом пригружающих слоев. При прогибе балки в ее нижних слоях возникают растягивающие напряжения.

Нормативная прочность закладки на разрыв σ_p определяется по формуле

$$\sigma_p = \frac{(1 + \kappa_n) \cdot \gamma_3 \cdot L^2}{10^6 \cdot h_n},$$

где κ_n – коэффициент пригрузки (принимается равным 1,5);

γ_3 – удельный вес закладки (2,0 тс/м³);

1 – пролет обнажения искусственной кровли (ширина заходки);

h_n – мощность несущего слоя.

Все параметры, входящие в формулу расчета нормативной прочности (расчет нагрузки), носят вероятностный характер, так же как и фактическая прочность искусственного массива. Данный факт должен учитываться коэффициентом запаса, который определяется уровнем надежности (вероятностью разрушения).

В связи с тем, что при нисходящей слоевой системе разработки люди находятся в очистном пространстве (под искусственной кровлей), то уровень надежности кровли (надежность системы) должен быть очень высоким. Для условий подземных рудников – 0,9-0,95.

Рассчитанные зависимости проектного коэффициента запаса прочности закладки от заданного уровня надежности приведены на рис. 1.

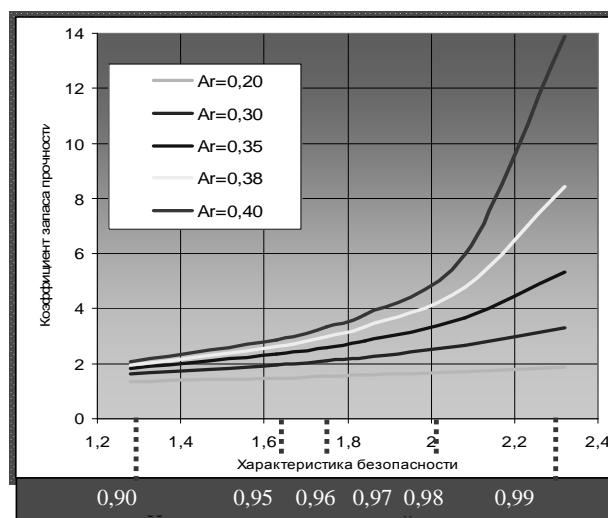


Рисунок 1 – Зависимость запаса прочности закладки от требуемой надежности

При изменчивости фактической прочности закладки в пределах от 0,3 до 0,4 необходимо принимать коэффициент запаса $2,5 \div 5$.

На основании данного вывода определены категории устойчивости закладочного массива в несущем слое (табл. 1) и разработаны рекомендации по способу поддержания искусственной кровли (табл. 2).

Таблица 1

Категория устойчивости закладочного массива

Категория устойчивости массива	Высота несущего слоя h_n	Коэффициент запаса прочности, K_3	Прочность искусственного массива, МПа	
			без армирования	с армированием
I (устойчивая)	1,2	5	более 4,5	более 3,5
	1,5		более 4,0	более 3,0
II (средней устойчивости)	1,2	от 2,5 до 5	от 4,5 до 3,0	от 3,5 до 2,5
	1,5		от 4,0 до 3,0	от 3,0 до 2,0
III (неустойчивая)	1,2	менее 2,5	менее 3,5	менее 2,5
	1,5		менее 3,0	менее 2,0

Таблица 2

Способ поддержания искусственной кровли в зависимости от устойчивости

Категория устойчивости	Способ поддержания искусственной кровли
I (устойчивая)	Без крепления
II (средней устойчивости)	Без крепления, с организацией контроля за состоянием кровли сигнальными стойками
III (неустойчивая)	Рамная деревянная или металлическая крепь с шагом 2 м с затяжкой кровли с отставанием от груди забоя не более 4 м

Для принятой системы разработки и параметров очистной выемки нормативная прочность в соответствии с расчетами должна быть:

- $4 \div 4,5$ МПа в несущем слое высотой 1,5 м;
- $1 \div 1,5$ МПа выше несущего слоя – дозалив.

В табл. 3 приведены составы закладочных смесей, принятых в качестве рабочих для условий рудника «Бакырчик».

Основными процессами технологии возведения искусственных массивов являются:

- подготовка выработанного пространства к закладке;
- армирование и изоляция выработанного пространства;
- возведение искусственного массива, обеспечивающего нормативную прочность и подпор вышележащего массива.

Способ подачи твердеющей смеси в выработанное пространство заходок - самотечный с поверхности по трубам, проложенным до закладочного горизонта по скважинам и далее по закладочным восстающим, доставочным штрекам и слоевым разрезным ортам (штрекам) в очистные заходки.

Таблица 3

Рекомендуемые составы закладочных смесей для условий рудника «Бакырчик»

Состав смесей	Расход материалов, кг/м ³ в зависимости от нормативной прочности, МПа	
	1-1,5	4-4,5
Вариант 1		
Вяжущее цемент М400	150	400
Инертный заполнитель:		
дробленая порода	1435	1310
измельченная порода	310	310
	1125	1000
Вода	400	400
Вариант 2		
Вяжущее:		
цемент М400	310	470
граншлак	60	120
	250	350
Инертный заполнитель:		
дробленая порода	1280	1120
измельченная порода	310	310
	970	800
Вода	400	400

После выемки руды в заходке из нее удаляют воду и подводят к ней бетонопровод. Для исключения вредного влияния взрывов на закладочный массив на почве заходки оставляют слой рудной мелочи толщиной 0,10-0,2 м. Схема формирования несущего слоя и слоя доливки приведена на рис. 2.

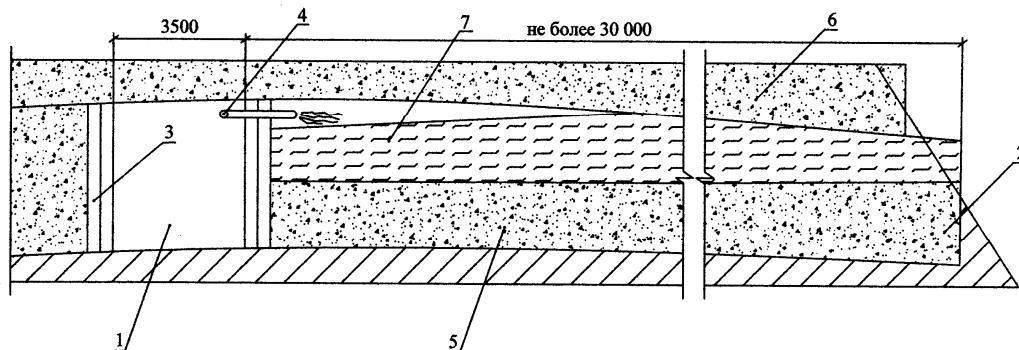


Рисунок 2 – Схема подачи твердеющей смеси: 1 - разрезной штрек; 2 - заходка; 3 - перемычка; 4 - закладочный трубопровод; 5 - нижний несущий слой закладочного массива; 6 - искусственная кровля; 7 - твердеющая смесь

Практически на всех горнодобывающих предприятиях для обеспечения устойчивости искусственной кровли в очистных заходках и нарезных слоевых выработках применяют различные виды инвентарной крепи: стойки с подхватами, рамы, арочную крепь или армировку искусственного массива (особенно на сопряжениях).

В основу разработки нового типа армировки искусственной кровли на руднике полу-

жены принципы штамповки слоистого искусственного массива, испытывающего усилия от собственного веса слоя непосредственной кровли и удержания отслоившихся её элементов жёсткой металлической сеткой. При этом решается задача повышения безопасности ведения горных работ за счёт подхвата всей площади обнажаемого закладочного массива, исключения выпадения его отслоившихся и растрескавшихся кусков.

Параметры очистной заходки – $3,5 \times 4$ м. На почву выработки, на подсыпку из рудной мелочи высотой 100 мм и над этой рудной мелочью на высоте порядка 50 мм укладываются металлическую сетку с параметрами ячеек 100×100 мм. Металлическая сетка представляет жестко сваренную конструкцию, укладываемую поперёк выработки полосами 4000×1200 мм. Вдоль выработки на высоте 2800 мм закрепляется железная проволока диаметром 6 мм. Демонстрация такой армировки показана на рис. 3.

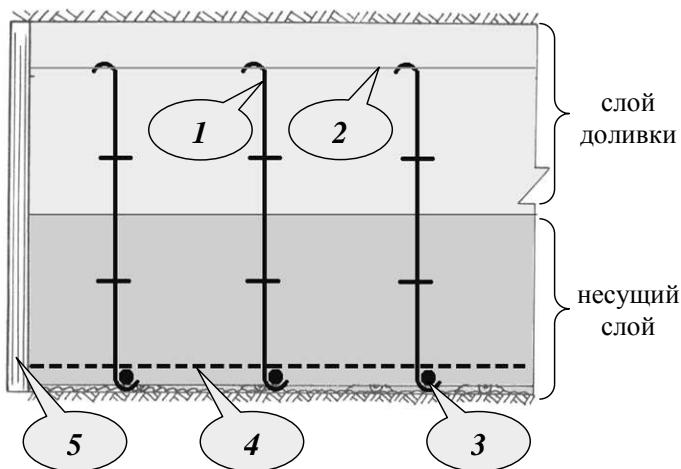


Рисунок 3 – Формирование искусственного массива с вертикальной штанговой армировкой и жёсткой металлической сеткой у почвы: 1 – горная выработка; 2 – вертикальный стержень; 3 – жесткая металлическая сетка; 4 – подхват, 5 – горизонтальная опора

Перед закладкой заходки в устье её устанавливают изолирующую перемычку. При длине заходок более 25 м следует устанавливать промежуточные технологические перемычки высотой не менее двух метров, препятствующие расслаиванию смеси при растекании под углом 3-5°. Закладку заходок производят так, чтобы высота твердеющей смеси, поданной за один прием, была не менее 1,5 м. После схватывания твердеющей смеси в несущем слое заполняют оставшуюся часть выработанного пространства. Перерыв между первой и второй дозами должен быть не менее 15÷20 ч.

После окончания подачи твердеющей смеси производится очистка закладочного трубопровода путем продувки его сжатым воздухом с небольшим количеством ($0,5\text{--}1,0\text{ м}^3$) воды.

Для полной реализации принятых технологических решений [1] и их промышленного освоения необходимо провести дополнительные исследовательские и опытно-промышленные работы:

1. Изучение физико-механических свойств горных пород и районирование месторождения по устойчивости массива пород для уточнения параметров систем разработки, выбора типа и параметров крепей.

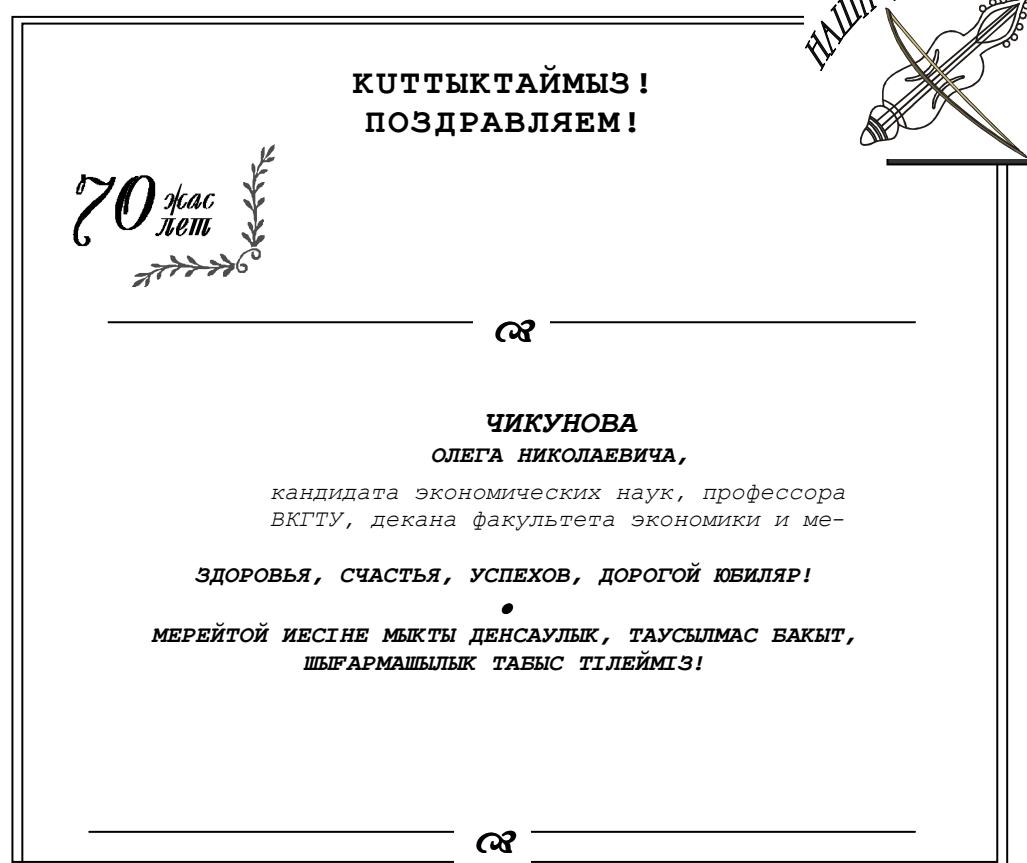
2. Изыскания и промышленные испытания системы разработки с нисходящей слоевой

вымкой руды и закладкой выработанного пространства в условиях месторождения Бакырчик.

Список литературы

1. Технологический регламент на проектирование подземной отработки месторождения Бакырчик производительностью 900 тыс. т в год. - ВНИИцветмет. - Усть-Каменогорск, 2008.
2. Технологический регламент на проектирование бетонозакладочного комплекса 2-й очереди ТОО «БГП». - ВНИИцветмет. - Усть-Каменогорск, 2003.

Получено 12.01.09



УДК 539.43.:669

Л.А. Горбачев, А.А. Веригин
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

ПРИМЕНЕНИЕ РЕНТГЕНОФЛЮОРЕСЦЕНТНОГО МЕТОДА ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ СТРУКТУРНОЙ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ МАЛОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ ПРИ ЦИКЛИЧЕСКОМ ДЕФОРМИРОВАНИИ

Усталостная прочность является важнейшей характеристикой различных конструкций, механизмов и составляющих их деталей – в большинстве случаев аварийные поломки и разрушения происходят из-за усталости.

Ответственность поверхностных слоев металла за усталостное разрушение является общепризнанным фактом, поэтому неудивительно наличие весьма обширного материала по исследованию изменений суб- и микроструктуры поверхности под действием циклических нагрузок.

Кроме использования оптической и электронной микроскопии для изучения структурной повреждаемости, применяется обширный арсенал других измерительных средств и устройств – оценка изменения температуры под действием циклических нагрузок, внутреннего трения, акустические методы, а также устройства, использующие характеристические излучения – рентгенодифрактометры, микрорентгеноспектрометры и др. Характеристические излучения являются наиболее объективными сигналами, фиксирующими изменения в металлах под различными воздействиями – нужно только правильно их интерпретировать.

В данной работе с применением рентгенофлюографического анализа проводилось изучение специфических структур, образующихся при циклическом деформировании некоторых металлических материалов в равновесном состоянии (углеродистые стали, медь, поликристаллы свинца и др.). Эти образования- пятна в начальной стадии появляются в виде отдельных мелких потемнений, которые при дальнейшем, особенно к началу разрушения, могут распространяться на все зерно и занимать значительную часть деформированного участка, прилегающего к усталостной трещине.

На рис. 1 показана микроструктура циклически деформированного образца стали 08kp в стадии развития и роста магистральной трещины [1]. На снимке видны полосы скольжения и темные пятна-образования, прилегающие к трещине.

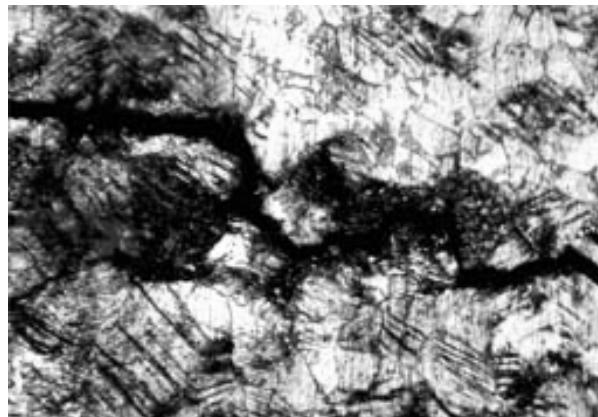


Рисунок 1 - Микроструктура деформированного участка образца стали 08kp × 500

В работе [2] было высказано предположение, что эти образования являются следствием интенсивной циклической деформации «слабых», наиболее неблагоприятно расположенных относительно действующих напряжений зерен, что вызывает их активное деформирование, обуславливая их нагрев, который может способствовать окислению этих микрообъемов. Сталь 08kp имеет высокую пластичность и газонасыщенность вследствие наличия кислорода в виде оксидов железа FeO как сталь кипящая (не полностью раскисленная). Поэтому интенсивность этих образований может быть связана с газонасыщенностью металла, тем более что эти пятна образуются и при испытаниях в вакууме [3]. Все это дает основание предположить, что в данных условиях возможно образование новых химических соединений (фаз).

Одним из параметров рентгенофлюоресцентного метода является регистрация изменения отношения интенсивностей эмиссионных линий одной серии [4].

Метод позволяет по отношению интегральной интенсивности K_{β} линий рентгеновского спектра к интегральной интенсивности K_{α} судить о форме нахождения атомов в твердом теле.

Были измерены энергетические спектры, которые представлены на рис. 2 и рассчитаны отношения $Fe K_{\alpha 1,2}/Fe K_{\beta 1,2}$.

Получены следующие результаты. На исходном образце это отношение равно $7,0677624 \pm 0,0005$, а на деформированном $7,025773 \pm 0,0005$. Отличие в полученных результатах превышает погрешность измерений и свидетельствует об изменении химического состояния (валентности) атомов железа в деформированном образце.

Это может означать, что часть атомов железа вступила в физико-химическое взаимодействие с компонентами материала образца с образованием новых химических соединений (фаз). Незначительное расхождение в пиках деформированного (на рис. 2 – штриховая линия) и исходного образца – убыль атомов железа – объясняется несоизмеримостью концентрации содержания железа и остальными компонентами – углерода и кислорода. Содержание углерода в стали 08kp не превышает 0,08 %, а кислорода и того меньше.

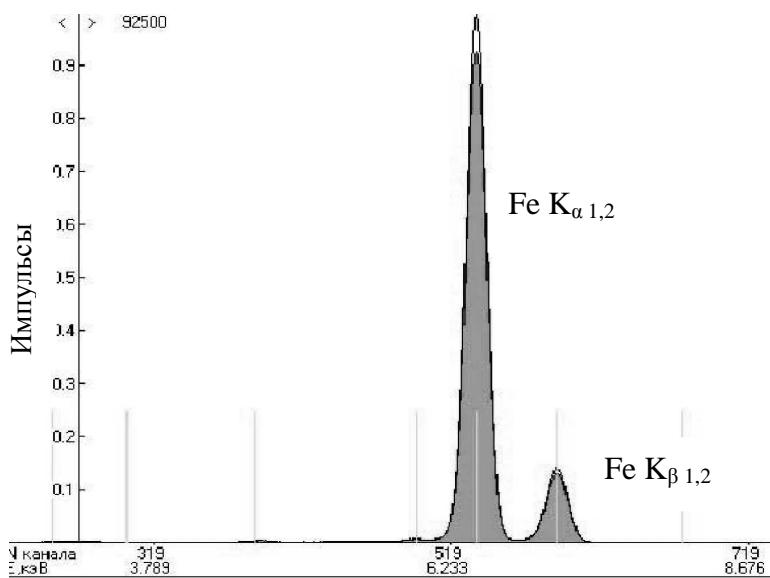


Рисунок 2 - Энергетические спектры деформированного и исходного образца

Следовательно, этот метод подтвердил, что в процессе циклического деформирования произошла химическая реакция с образованием новых химических соединений (фаз).

Для уточнения этого вывода на рис. 3 приведена дифрактограмма деформированного образца, полученная на дифрактометре новейшей модификации – X’Pert PRO PANalytical (Голландия). Параметры съемки: диапазон угла дифракции – 42÷150⁰, размер шага – 0,05⁰, скорость – 0,05⁰/с, U = 40 кВ, I = 40 мА; излучатель – медь [5].

На дифрактограмме деформированного участка образца (рис. 3) кроме линий, характерных для α – Fe, появились две новые линии (две «вилочки» вверху дифрактограммы), что демонстрирует и подтверждает образование новых фаз. Идентификация этих фаз по данным International Centre for Data Diffraction (© 2007) показала, что они содержат следующие соединения: карбонат железа (FeCO₃, характеристические линии при 78,3036 и 112,7988⁰) и оксалат железа (C₂FeO₄, характеристическая линия при 78,0749⁰).

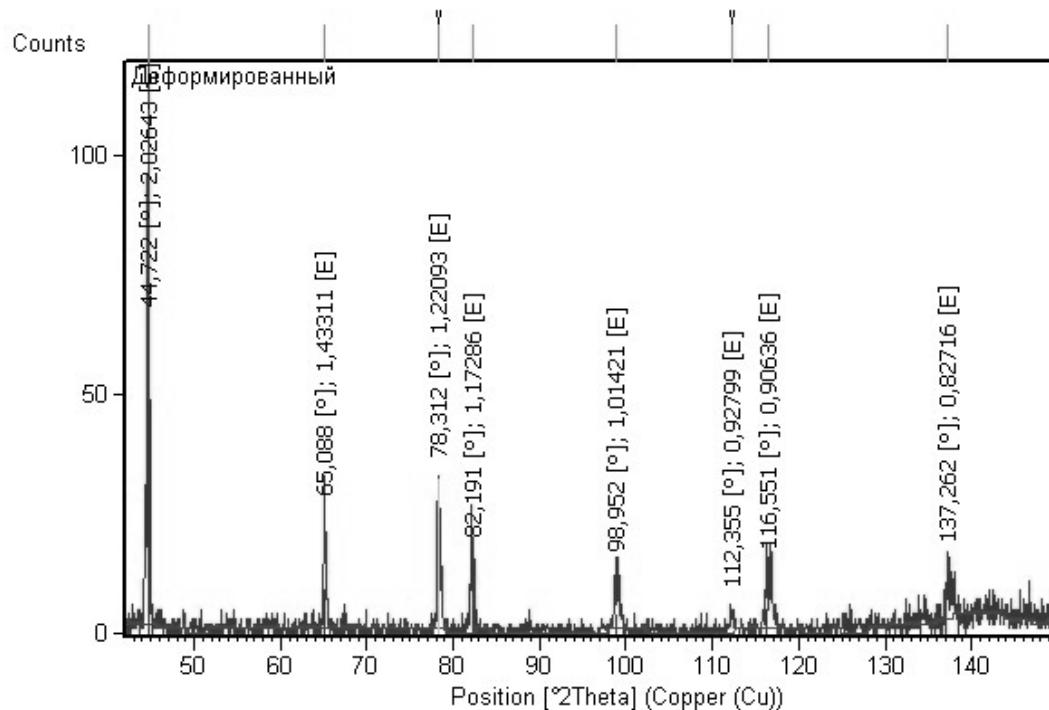


Рисунок 3 - Дифрактограмма деформированного образца

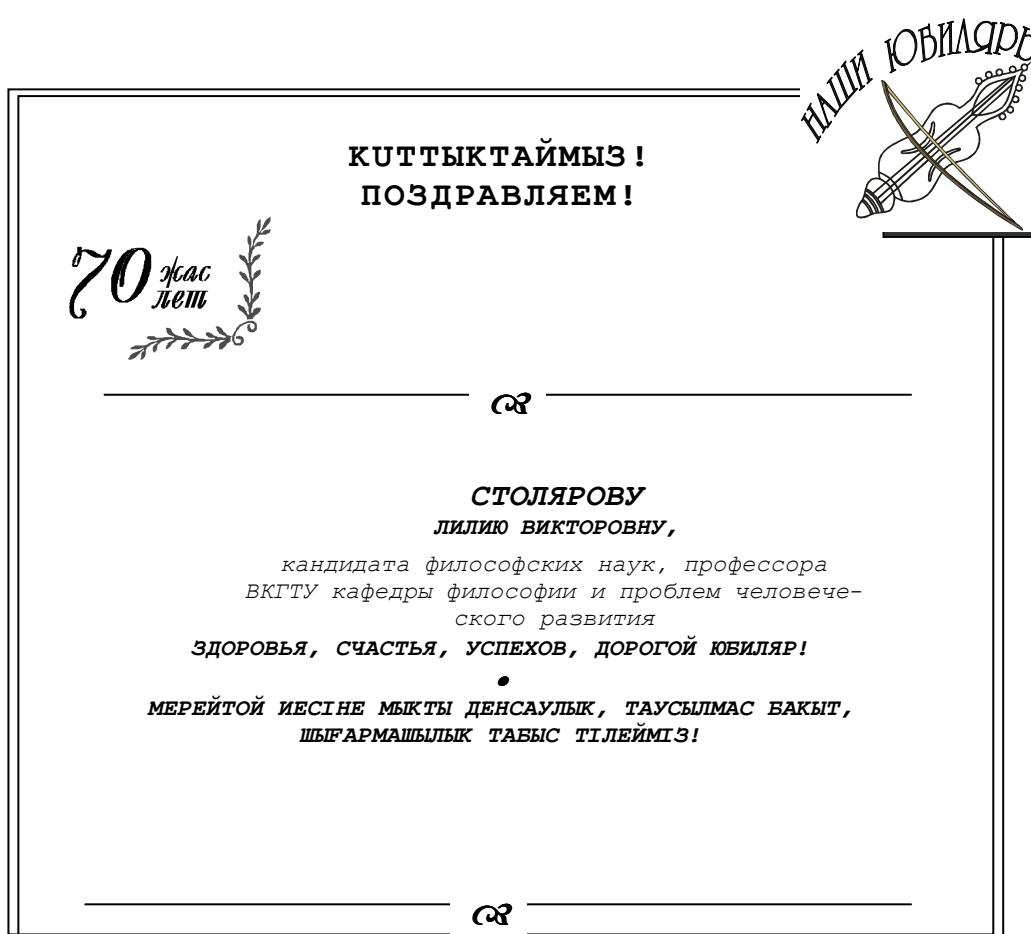
Электронно-микроскопические исследования [6] однозначно подтвердили наличие новых фаз.

Итак, результаты данной работы показали, что рентгенофлюoresцентный анализ является чувствительным высокоточным методом оценки изменений в физико-химическом состоянии исследуемых структур.

Список литературы

1. Горбачев Л.А. О периодах процесса усталостного разрушения /Л.А. Горбачев, Т.А. Лебедев, Т.К. Маринец // Журнал прикладной механики и технической физики. - 1970. - № 5. - С.133-136.
2. Горбачев Л.А. Исследование кинетики усталостного разрушения температурным методом: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. - Л., 1971. - 18 с.
3. Лозинский М.Г. Применение метода высокотемпературной металлографии для исследования закономерностей изменения строения металлов и сплавов в процессе испытаний на усталость // Прочность металлов при циклических нагрузках: Сб. - М.: Наука, 1967. - С. 44-55.
4. Веригин А.А. Энергодисперсионный рентгеноспектральный анализ. Применение в промышленности: Монография. - Томск: Изд-во ТомГУ, 2005. - 241 с.
5. Горбачев Л.А. Исследование фазового состава в низкоуглеродистой стали при циклическом нагружении на дифрактометре X'Pert PRO PANalitikcal /Л.А. Горбачев, Б.М. Кабланбеков. - Вестник ВКГТУ, 2008. - № 1. - С. 4-6.
6. Горбачев Л.А. Электронно-микроскопический анализ структурного состава малоуглеродистой стали при циклическом деформировании. - Вестник ВКГТУ, 2008. - № 1. - С. 34-37.

Получено 27.01.09



УДК 622.284(574.32)

В.В. Демин, В.С. Портнов, Т.В. Демина, А.В. Саранчуков, В.Ф. Демин
КарГТУ, г. Караганда

**ПРОБЛЕМА СОЗДАНИЯ ПРОГРЕССИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ
ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ**

Основным ограничивающим фактором темпов проведения горных выработок и снижающих производительность труда проходчиков является процесс крепления горных

выработок. Безусловным условием эффективной и безопасной работы при проведении подготовительных выработок на шахтах является обеспечение их устойчивости при минимальном расходе крепежных материалов.

В общем цикле проходки на угольных шахтах крепление занимает от 25 до 50 % времени и затрат труда. Подготовительные и капитальные горные выработки преимущественно крепятся металлическими арками из спецпрофиля (86 %). Из-за большого числа элементов и расхода металла этой крепи невозможно создать эффективные средства механизации для ее возведения, а высокий коэффициент аэродинамического сопротивления увеличивает расход электроэнергии, ухудшает качество проветривания по сечению выработок.

Крепи, выполненные из тяжелых профилей специального проката (металлическая арочная крепь), в условиях значительного напряженного состояния горного массива не обеспечивают необходимой устойчивости и безремонтного поддержания выработок. После их возведения вследствие отсутствия контакта с вмещающими породами они не воспринимают горного давления и способствуют распространению трещинообразования во вмещающем породном массиве, что приводит к смещению контуров выработки и дополнительной пригрузке от окружающих пород. Применяемые типы шахтных крепей в основном требуют больших затрат ручного труда при возведении и в большинстве случаев нетехнологичны. Материоемкость крепей снижает технико - экономические показатели проходки, что, в значительной степени, сдерживает темпы проведения выработок. Так, на шахте «Саранская» УД АО «АрселорМиттал Темиртау» за последние три года шахтой недопройдено 2,2 км выработок. На шахте «Шахтинская» за два года допущено отставание на 2,06 км проходки, «Казахстанской» недопройдено 3,16 км, «Тентекской» - 2,06 км.

Для повышения производительности проходческих работ, обеспечения безопасных условий труда необходима постепенная замена металлической арочной крепи на другие, более эффективные и экономичные, поддающиеся механизации и с меньшей трудоемкостью, материоемкостью и их стоимостью. Технолого-экономические показатели крепления горных выработок с различными видами крепей, применяемых на шахтах Карагандинского бассейна, представлены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Трудоемкость крепления 1 м выработки

Вид крепи	Трудоемкость, чел.-смен		
	Доставка крепи	Возведение крепи	Всего
Металлическая арочная			
Металлическая арочная	0,539	1,071	1,61
Железобетонная рамная	0,603	1,02	1,623
Анкерная в сочетании с металлической	0,473	1,067	1,54

рамной			
Анкерная	0,069	0,526	0,595

Таблица 2

Затраты на крепление 1 м выработки

Вид крепи	Площадь сечения выработки, м ²	Затраты на крепление 1м выработки, тыс. тенге
Деревянная рамная	9	38,6
Металлическая арочная	9	46,8
Железобетонная рамная	7,9	42,9
Анкерная в сочетании с деревянной рамной	6	17,2
Анкерная в сочетании с металлической рамной	9	42,3
Анкерная	9	18

Решение вопроса может быть достигнуто путем изыскания и разработки нетрадиционных конструкций. В этом отношении внимание заслуживают упрочняющие крепи и крепи с предварительным распором, с помощью которых может быть создана система «крепь – вмещающие породы» уже в начальный период сооружения выработки, что очень важно для последующего обеспечения ее эксплуатационного состояния с наименьшими затратами на поддержание.

Одним из прогрессивных и экономичных видов крепи является анкерная, которая относится к крепям бесподпорного типа и по сравнению с подпорными конструкциями имеет следующие преимущества: повышает безопасность ведения горных работ, так как лучше любой другой крепи противостоит взрывным работам при аварийных ситуациях (газодинамических явлениях, взрывах газа и угольной пыли) и может устанавливаться в забое как временная; обладает потенциальными возможностями для полной механизации процесса крепления; требует меньшего расхода крепежных материалов и затрат на их доставку; позволяет уменьшить сечение горной выработки на 18-25 % и ее аэродинамическое сопротивление. Применение анкерной крепи позволяет значительно увеличить скорость и снизить затраты на проведение выработок, сократить расход, уменьшить расходы на ремонт и поддержание горных выработок, улучшить их состояние и повысить безопасность работ. Объем внедрения анкерного крепления выработок на шахтах угольного департамента АО «Миттал Стил Темиртау» в 2006 г. представлен в табл. 3.

Таблица 3

Внедрение анкерного крепления выработок на шахтах угольного департамента АО «АрселорМиттал Темиртау» в 2006 году

Шахта	Проходка, м	Закреплено анкерной крепью, м			
		чис- тое	смешанное	всего	%
им. Костенко	6571	1800	1300	3100	47
им. Кузембаева	7210	1900	2200	4100	56

«Саранская»	4900	-	810	810	16
«Абайская»	6438	-	1050	1050	16
«Казахстанская»	8226	-	1300	1300	16
им. Ленина	5160	200	2400	2600	50
«Шахтинская»	6524	72	4058	4130	63
«Тентекская»	3781	-	340	340	9
Всего по угольному департаменту	48810	3882	13458	17340	36

На шахтах Карагандинского бассейна затраты на крепление одного метра выработки площадью сечения 14,4 м² составляют анкерной крепью – 20÷30, анкерной в сочетании с рамной крепью – 40÷60, металлической арочной – 60÷80 тыс. тенге.

Важным преимуществом анкерной крепи является также возможность приблизить площадь сечения выработки в свету к площади сечения в проходке. Площадь сечения выработки в проходке только на 6,6 - 12,5 % превышает площадь сечения в свету при креплении анкерной крепью, тогда как при рамных крепях 28 – 46 %. Этот показатель весьма важен при проведении выработок с подрывкой боковых пород. Горная масса от излишнего сечения выработки удорожает её проведение, увеличивает нагрузку на подземные транспортные коммуникации шахты.

Выработки, закрепленные анкерной крепью в самостоятельном виде и в сочетании с рамными крепями, поддерживаются с меньшими затратами по сравнению с выработками, закрепленными рамными крепями (табл. 4 и 5).

Анкерная крепь позволяет совмещать операции проходческого цикла. По мере подвигания забоя кровля выработки может крепиться анкерной крепью, а с отставанием на 20-30 м от забоя возводится постоянная рамная крепь с увеличенным расстоянием между рамами.

Таблица 4

Трудоемкость поддержания 1 км выработок

Трудоемкость поддержания 1 км выработок, закрепленных крепью, чел.-смен	Шахты	
	им. Костенко	им. Байжанова
Металлической	1963	1510
Сборной железобетонной	2410	1365
Анкерной в сочетании с рамной крепью	1132	1262
Анкерной	35	-

Таблица 5

Эксплуатационные показатели применения видов крепи горных выработок

Вид крепи	Надежность	Увеличение размёров выработки,	Объём извлечения, %	Показатели, отнесенные к 1 м ² площади в свету				Возможная степень механизации возведения крепи,
				Стоимость крепления, тыс.	Трудоемкость крепления, чел.-мин.	Стоимость ремонта, тыс.	Трудоемкость ремонта, чел.-мин	

		%		тенге		тенге		%
Деревянная	0,7	25	20	35 - 40	24	30	22,5	59
Металлическая податливая	0,6	20	70	60 - 80	32	20	20	50
Сборная блочная	0,6	30	-	60 - 90	41,3	40	32	40
Бетонная	0,76	30	-	80 - 90	46	35	18	71
Металлобетонная	0,4	35	10	100 - 120	106	60 - 90	40	27
Набрызгбетонная	0,9	8	-	35 - 30	10	-	-	95
Анкерная	0,8	8	10	25 - 30	12	-	-	80

Применение анкерной крепи на шахтах позволяет обеспечить ряд преимуществ по сравнению с обычными системами крепления:

- сокращение продолжительности цикла установки крепи (время подготовки очистных забоев снижается на 75 %);

- уменьшение продолжительности операций на концевых участках лавы и, соответственно, времени простоев очистного забоя; увеличение скорости подвигания выработок (в 2 – 3 раза);

- повышение безопасности работ;

- облегчение работ по транспортировке;

- улучшение условий эксплуатации выработки (размер и форма); уменьшение сечения проводимой выработки и вспучивания почвы, присечки пород; уменьшение засоренности угля породой; повышение производительности труда в 3 – 5 раз при высокой несущей способности крепи; возможность быстрого изменения шага установки анкеров и в связи с этим увеличение плотности анкерного крепления при соответствующих горно-геологических условиях;

- простота поддержания посредством наличия дополнительных прогонов; значительные преимущества при поддержании сопряжения лавы со штреком. Использование прямоугольного сечения подготовительных выработок с анкерной крепью обеспечивает возможность устанавливать механизированную крепь лавы непосредственно в конвейерном и вентиляционном штреках, что позволяет отказаться от сложных схем передвижения секций на концевых участках лавы и выполнять эти операции без простоев.

Схемы нагружения системы «анкер – массив» анкеров с полимерным или бетонным крепежным составом в различных по структуре массивах окружающих горных пород представлены на рис. 1.

В многочисленных классификациях анкерных крепей можно выделить две основные группы: с механическим закреплением анкерных стержней в шпуре (замковые, винтовые, фрикционные, комбинированные анкеры) с закреплением химическими твердеющими составами (химанкеры), а также комбинации этих типов (рис. 2).

Важным классификационным признаком, рекомендуемым нами, считаем условия взаимодействия анкерной крепи с укрепленным горным массивом с мобилизацией и сохранением прочности массива с тем, чтобы он обеспечил его самоподдержание.

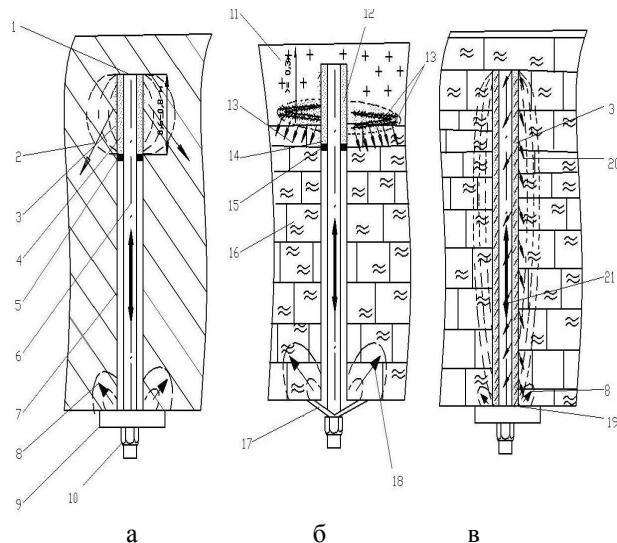


Рисунок 1 - Эпюры нагружения системы «анкер-массив» сталеполимерных анкеров: а – в прочном монолитном массиве; б – в трещиноватом массиве, ослабленном системой трещин с заделкой в массивном слое породы; в – в сильно трещиноватом ослабленном массиве: 1, 19 – забой шпура; 2, 13, 20 – реакция от закрепления анкера крепежным составом в забое шпура; 3, 14 – заполненная крепежным составом часть шпура; 4 – крепежный состав; 5, 15 – ограничители распространения крепежного состава; 6 – анкер; 7 – незаполненная крепежным составом часть шпура; 8 – реакция от закрепления анкера в забое шпура; 9 – опорная плита и гайка анкера; 10 – винтовая поверхность анкера; 11 – прочный монолитный массив; 12 – зона распространения крепежного состава; 16 – сильно трещиноватый ослабленный массив; 17 – упругий активный подхват; 18 – реакция от активного подхвата; 21 – реакция анкерного стержня

В связи с вышеизложенным задачами исследований являются:

- обоснование методов управления состоянием массива, качеством сооружений крепежных конструкций; установление закономерностей перераспределения горного давления и параметров сдвига горных пород, характер сдвига заанкерированных пород в зависимости от структуры их строения;
- определение закономерностей проявления горного давления на крепь вне зоны и в зоне влияния очистных работ с учетом скорости подвигания подготовительного и очистного забоев, смещения пород кровли, почвы, боков выработок;
- разработка математических моделей, автоматизированных информационных систем для расчёта, моделирования и проектирования параметров анкерного крепления горных выработок; исследование возможности эффективного упрочнения, посредством анкерирования, груди и кровли в очистных забоях;
- районирование угольных пластов месторождения и определение области применения разработанной технологии; формирование прогрессивных технологических схем проведения горных выработок с использованием анкерного крепления и оценка их эффективности при анкерировании груди, кровли и сопряжений очистных забоев.

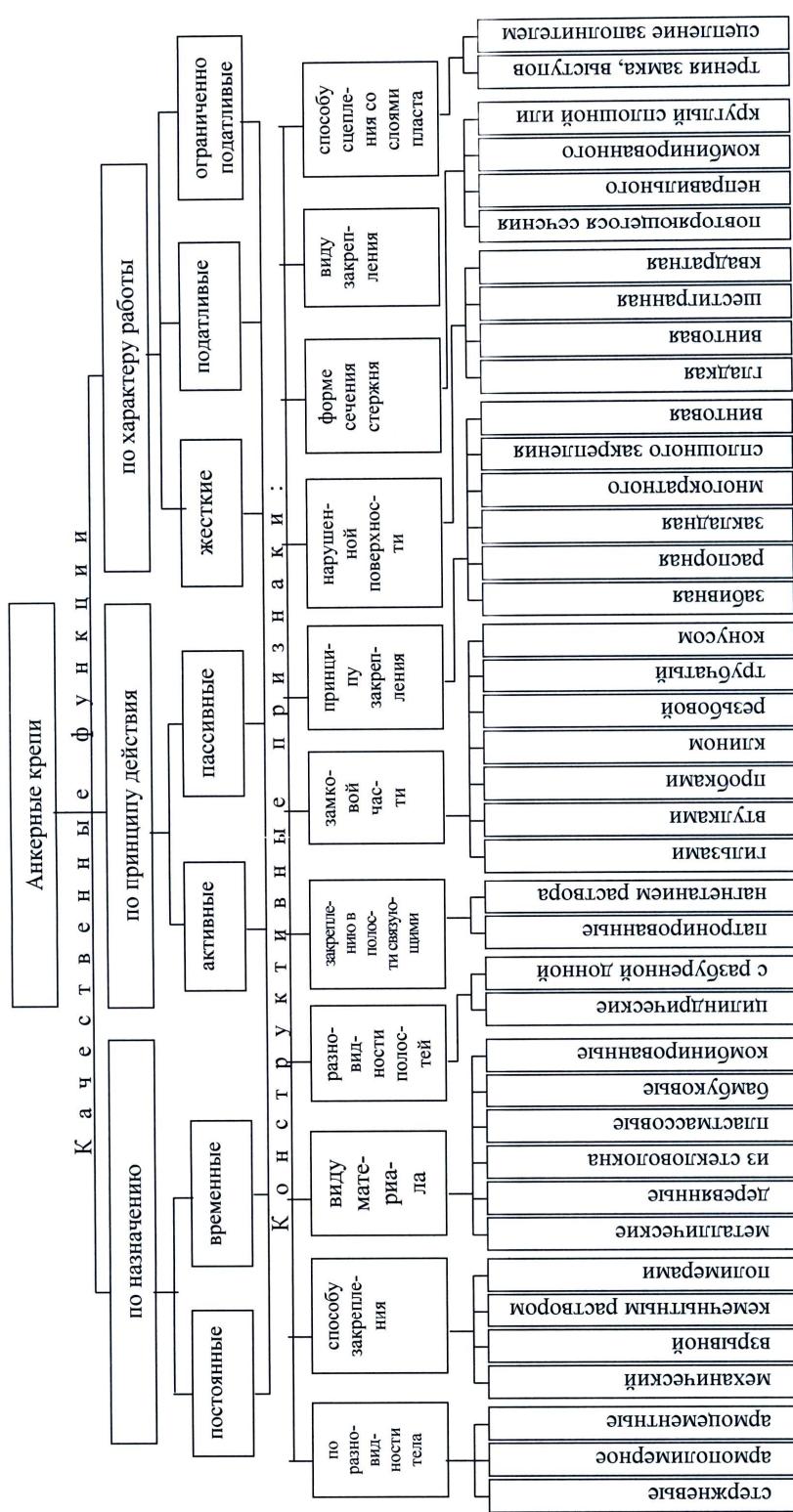


Рисунок 2 - Классификационные признаки анкерной крепи

Получено 15.01.09
УДК 622.

А.А. Жанбатыров
АО «Центр инжиниринга и трансфера технологий»

**ИССЛЕДОВАНИЕ ОБЖИГ-МАГНИТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОЖЕЛЕЗИСТЫХ ОКИСЛЕННЫХ
МАРГАНЦЕВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ УШКАТЫН-III**

В институте Уралмеханобр совместно с Жайремским ГОК были проведены исследования обжиг-магнитной переработки высокожелезистых окисленных руд, для чего была отобрана проба железистой окисленной марганцевой руды месторождения Ушкатын-III [1-5].

Проба была додроблена до крупности 25-0 мм. Часть каждой из проб была разделена на фракции руды крупностью 8-25, 3-8 и 3-0 мм, и на этих фракциях проводились различные технологические исследования. Часть каждой из проб была додроблена до крупности 3-0 мм и также использовалась для лабораторных исследований и полупромышленных испытаний. В табл. 1 приведены результаты химического анализа исходной окисленной железистой марганцевой руды.

Был проведен минералогический анализ окисленной исходной пробы руды, результаты которого представлены в табл. 2. Распределение железа по минералам приведено в табл. 3. В табл. 4 приведено распределение марганца по минералам руды, в которых находятся 41,0 % отн. всего марганца руды, а содержание пиролюзита с псиломеланом составляет 8,0 %, в которых находится 22,3 % отн. всего марганца руды. В окисленной руде подавляющая доля марганца (95,8 % отн.) находится в пиролюзите с псиломеланом, содержание которых в руде составляет 42,0 %.

В табл. 5 и 6 приведены результаты гранулометрического анализа исходных проб окисленной руды в крупности 25-0 мм и додробленных до крупности 3-0 мм. Для окисленной руды в классах крупностью 25-8 мм находится всего 46,7 % марганца и 26,1 % железа (извлечение от исходных). В рудах, измельченных до крупности 3-0 мм, массовая доля марганца уменьшается по мере уменьшения крупности частиц: с 29,8 до 8,1 % для окисленной руды (табл. 6).

Таблица 1

Химический состав исходных проб руды

Компонент	Окисленная	Компонент	Окисленная
Fe _{общ}	15,1	S _{общ}	0,024
Mn _{общ}	23,9	V ₂ O ₅	0,015
SiO ₂	22,3	Zn	0,24
Ae ₂ O ₃	3,92	Pb	0,17
CaO	4,21	As	0,04
MgO	0,66	C _{общ}	0,90
K ₂ O	1,31	Ge	0,0004
Na ₂ O	0,30	Cu	<0,01
TiO ₂	0,22	ППП	6,93
BaO	0,91	Ni	--
P ₂ O ₅	0,070	Sr	0,400 _{общ}

Таблица 2

Минеральный состав исходной пробы окисленной руды

Минерал	Массовая доля, %	Минерал	Массовая доля, %
псиломелан пиролюзит	42,0	кальцит	7,0
гаусманит браунит	1,0	кварц халцедон	18,0
гематит	12,0	хлорит	1,0
магнетит	1,0	каолинит, полевой шпат каолинизированный	10,0
гидрогетит, гетит	8,0	Биотит, пирит	ед. зерна
сумма			100,0

Таблица 3

Распределение железа по минералам в рудах

Массовая доля железа, %					
Окисленная					
Минерал	абс.	отн.	минерал	абс.	отн.
Гематит, гидрооксиды	13,2	87,4	пиролюзит, псиломелан	0,3	2,0
магнетит	0,9	6,0	карбонаты	--	--
гаусманит, браунит	0,5	3,3	хлорит	0,2	1,3
Сумма				15,1	100,0

Таблица 4

Распределение марганца по минералам в рудах

Минерал	Массовая доля железа, %				
	Окисленная				
	абс.	отн.		абс.	отн.
Оксиды и гидрооксиды:			карбонаты:		
-гаусманит, браунит	0,9	3,8	- родохрозит	-	-
-пиролюзит, псиломелан	22,9	95,8	- манганокальцит, кальцит	-	-
Сумма			силикаты	0,1	0,4
				23,9	100,0

В табл. 7 приведены основные физические параметры исходной руды. Плотность исходной руды определялась в порошке крупностью 0,071-0 мм, а насыпная масса и угол естественного откоса определены для руды крупностью 3-0 мм.

Лабораторные исследования по обжиг-магнитному обогащению окисленной марганцевой руды проведены на пробе, характеристика которой представлена в табл. 1-7.

Таблица 5

Гранулометрический состав исходной железистой окисленной марганцевой руды крупностью 25-0 мм

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		марганца	железа	марганца	железа
25-8	31,8	35,1	12,4	46,7	26,1
8-3	18,7	28,4	19,8	22,2	24,5
3-0,1	25,4	21,9	22,7	23,3	38,2
0,1-0	24,1	7,7	7,0	7,8	11,2
исходная руда	100,0	23,9	15,1	100,0	100,0

Таблица 6

Гранулометрический состав исходной руды крупностью 3-0 мм

Классы крупности, мм	Выход, %	массовая доля, %		распределение, %	
		марганца	железа	марганца	железа
+2,0	18,3	29,8	17,0	22,8	20,6
2,0-1,6	14,8	29,0	17,3	17,9	17,0
1,6-1,0	14,1	29,4	18,0	17,3	16,8
1,0-0,5	13,9	28,5	18,3	16,6	16,8
0,5-0,2	8,9	27,3	18,0	10,2	10,6
0,2-0,16	1,7	26,5	16,4	1,9	1,8
0,16-0,1	2,4	25,5	16,5	2,6	3,6
0,1-0,071	1,7	22,9	15,0	1,6	1,7
0,071-0,044	2,3	18,2	11,7	1,7	1,8
-0,044	21,9	8,1	7,1	7,4	10,3
исходная руда	100,0	23,9	15,1	100,0	100,0

Таблица 7

Основные физические параметры исходной руды

Физические параметры	величина
	окисленная
Плотность руды, кг/м ³	3520
Насыпная масса руды, кг/м ³	1950
Угол естественного откоса руды, градус	36

Обогащению подвергались как вся исходная руда, так и ее фракции (25-8, 8-3 и 3-0 мм). Кроме того, исходную руду обесшамили (промывкой), а затем фракции мытой руды подвергли обжиг-магнитному обогащению. В табл. 8 представлена характеристика различных проб окисленной марганцевой руды с указанием их условных номеров, которые для удобства использовали в дальнейшем описании.

Из части исходной окисленной руды выделены три фракции крупностью 8-25, 3-8 и 3-0 мм, номера которых в табл. 8 - 2, 3 и 4, соответственно. На этих фракциях и на окисленной руде (проба 5) были проведены лабораторные исследования обжиг-магнитного обогащения.

Таблица 8

Характеристика различных проб окисленной марганцевой руды

№ пробы	Наименование пробы	Крупность, мм	Тип восстановителя	№ пробы	Наименование пробы	Крупность, мм	Тип восстановителя
1	исходная руда	3-0	газовый	7	фракция исходной руды	8-25	газовый
2	фракция исходной руды	8-25	газовый	8	фракция исходной руды	3-8	то же
3	фракция исходной руды	3-8	то же	9	фракция исходной руды	3-0	то же
4	фракция исходной руды	3-0	то же	10	шлам	0,1-0	то же
5	исходная руда	25-0	то же	11	мытая исходная руда	3-0	то же

Магнетизирующий обжиг исходной окисленной руды и ее фракций был проведен на укрупненной лабораторной установке с использованием газообразного восстановителя - смесь газов ($\text{CO}+\text{CO}_2$).

Все эти опыты проведены при расходе восстановительного газа 5,0 л/мин и составе $\text{CO}:\text{CO}_2=20:80$. При этом продувка восстановительного газа производилась через слой обжигаемого материала сверху вниз. Во всех этих опытах температура обжига была одинаковой ($850\text{-}950^\circ\text{C}$). Масса пробы исходного обжигаемого материала в этих опытах составляла около 3,0 кг. В этих опытах были получены завышенные степени восстановления (220-280 %), что объясняется недоработанностью методики химического анализа на монооксида железа в присутствии низших оксидов марганца. Качество магнетизирующего обжига в этих опытах оценивалось по результатам магнитной сепарации обожженных проб.

В табл. 9 приведены результаты обжиг-магнитного обогащения исходной руды крупностью 25-0 мм, а в табл. 10 - классифицированной исходной руды крупностью 25-0 мм. Из данных в табл. 9 следует, что при магнитном обогащении обожженной руды крупностью 25-0 мм в слабом магнитном поле возможно получить марганцевый концентрат, содержащий 33,6 % марганца и 11,2 % железа.

Доизмельчение до крупности 3-0 мм и проведение магнитной сепарации при напряженности магнитного поля 160 кА/м позволяет повысить массовую долю марганца в концентрате до 39,4 %, а массовую долю железа снизить до 4,8 %.

Выход железного концентрата с массовой долей железа 59,1 % составляет 12,3 %.

Железомарганцевый продукт при выходе 14,6 % содержит 11,6 % марганца, 35,4 % железа.

Из данных в табл. 10 следует, что при обжиг-магнитном обогащении классифицированной исходной руды из классов крупности 25-8 и 8-3 мм магнитной сепарацией в слабом поле при напряженности магнитного поля 120 кА/м возможно получить марганцевый концентрат с массовой долей марганца соответственно 46,3 % и 42,1 % и железа 5,9 и 4,3 %; доизмельчение до крупности 3-0 мм и магнитная сепарация при напряженности 160 кА/м позволит повысить качество по массовой доле марганца до 50,1 и 45,1 %.

Железный концентрат, выделенный при обжиг-магнитном обогащении из класса 25-8 мм, содержит 60,6 % железа; из класса 8-3 мм - 54,8 %.

Полученные железомарганцевые продукты содержат 20,6-21,3 % марганца и 17,4-24,5 % железа при выходе 6,5-9,0 %.

Таблица 9

Результаты обжиг-магнитного обогащения руды крупностью 25-0 мм

наименование операции	Продукты	Напряжен. магн. поля, кА/м	Выход, %	массовая доля, %		извлечение, %	
				Mn	Fe	Mn	Fe
восстановительный обжиг M-254	Обожжен. прод.		82,2	29,1	18,4	100,0	100,0
	п.п.п.		17,8	-	-	-	-
	исходная руда		100,0	23,9	15,1	100,0	100,0
СМС обожжен. продукта в крупности 25-0 мм	магнитная фр.	120	12,3	3,4	59,1	1,7	48,2
	немагнитная фр.		69,9	33,6	11,2	98,3	51,8
	исходный прод.		82,2	29,1	18,4	100,0	100,0
Магнитный анализ немагнитной фракции, доизм. до кр. 3-0 мм	магнитная фр.	160	14,6	11,6	35,4	7,1	34,2
	--	280	34,3	41,8	6,1	60,0	13,8
	--	476	14,8	41,7	3,1	25,8	3,0
	немагнитная фр.		6,2	20,7	1,9	5,4	0,8
	исходный прод.		69,9	33,6	11,2	98,3	51,8
Суммарные результаты обжиг-магнитного обогащения	Марганцевый к-т		55,3	39,4	4,8	91,2	17,6
	железомарг. продукт		14,5	11,6	35,4	7,1	34,2
	железный к-т		12,3	3,4	59,1	1,7	48,2
	п.п.п.		17,8	-	-	-	-
	исходная руда		100,0	23,9	15,1	100,0	100,0

Из обожженного класса 3-0 мм при магнитной сепарации в слабом поле можно выделить железный концентрат с массовой долей железа 58,4 % в количестве 15 % и немагнитную фракцию, содержащую 21,1 % марганца и 9,8 % железа.

Дообогащение немагнитной фракции при напряженности магнитного поля 160 кА/м позволяет выделить железомарганцевый продукт с массовой долей марганца 19,6 %; железа 20,9 % и некондиционный марганцевый продукт, содержащий 21,85 марганца и 4,3 % железа.

Таблица 10

Результаты обжиг-магнитного обогащения классифицированной исходной руды крупностью 25-0 мм

Наименование операции	Продукты	Напряжен. магн. поля, кА/м	Выход, %	массовая доля, %		извлечение, %	
				Mn	Fe	Mn	Fe
восстановительный обжиг класса 25-8мм M-234	Обожжен. прод.		82,0	39,4	14,6	100,0	100,0
	п.п.п.		18,0	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	32,3	12,0	100,0	100,0
СМС обожжен. продукта в круп-	магнитная фр.	120	31,1	2,9	60,6	1,2	66,1

ности 25-8 мм	немагнитная фр.		68,9	46,3	5,9	98,8	33,9
	исходный прод.		82,0	39,4	14,6	100,0	100,0

Окончание таблицы 10

Наименование операции	Продукты	Напря-жен.магн. поля, кА/м	Выход, %	массовая доля, %		извлечение, %	
				Mn	Fe	Mn	Fe
Магнитный анализ немагнитной фракции, доизм. до кр.3-0 мм	магнитная фр.	160	9,0	21,3	24,5	5,9	18,4
	--	280	35,3	53,9	3,6	58,9	10,6
	--	476	14,5	54,3	2,5	24,4	3,0
	немагнитная фр.		10,1	30,6	2,3	9,6	1,9
	исходный прод.		68,9	46,3	5,9	98,8	33,9
Суммарные результаты обжиг-магнитного обогащения	марганцевый к-т		59,9	50,1	3,1	92,9	15,5
	железомарг. продукт		9,0	21,4	24,5	6,0	18,4
	железный к-т		13,1	2,9	60,6	1,2	66,1
	п.п.п.		18,0	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	32,3	12,0	100,0	100,0
восстановительный обжиг класса 8-3 мм M-252	обожжен. прод.		82,8	29,1	22,2	100,0	100,0
	п.п.п.		17,2	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	24,1	18,4	100,0	100,0
СМС обожжен. продукта в крупности 8-3 мм	магнитная фр.	120	29,4	5,5	54,8	6,7	87,5
	немагнитная фр.		53,4	42,1	4,3	93,3	12,5
	исходный прод.		82,8	29,1	22,2	100,0	100,0
Магнитный анализ немагнитной фракции, доизм. до кр.3-0 мм	магнитная фр.	160	6,5	20,6	17,4	5,6	6,1
	--		18,4	48,5	3,5	37,0	3,5
	--		13,8	52,1	2,0	29,8	1,5
	немагнитная фр.		14,7	34,2	1,7	20,9	1,4
	исходный прод.		53,4	42,1	4,3	93,3	12,5
Суммарные результаты обжиг-магнитного обогащения	марганцевый к-т		46,9	45,1	2,5	87,7	6,4
	железомарг. продукт		6,5	20,6	17,7	5,6	6,3
	железный к-т		29,4	5,5	54,8	6,7	87,5
	п.п.п.		17,2	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	24,1	18,4	100,0	100,0
восстановительный обжиг класса 3-0 мм M-255	обожжен. прод.		86,9	18,0	18,2	100,0	100,0
	п.п.п.		13,1	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	15,6	15,8	100,0	100,0
MMC обожжен. продукта в слабом магнитном поле	магнитная фр.	120	15,0	2,9	58,4	2,8	55,4
	немагнитная фр.		71,9	21,1	9,8	97,2	44,6
	исходный прод.		86,9	18,0	18,2	100,0	100,0
СМС немагнитного продукта в сильном магнитном поле	магнитная фр.	160	23,9	19,6	20,9	30,0	31,6
	--	280	20,1	31,4	5,4	40,5	6,9
	--	478	10,5	23,1	4,6	15,5	3,0
	--	656	5,6	14,9	3,8	5,3	1,3
	немагнитная фр.		11,8	7,8	2,4	5,9	1,8
Суммарные результаты обжиг-магнитного обогащения	исходный прод.		71,9	21,1	9,8	97,2	44,6
	марганцевый к-т		48,0	21,85	4,3	67,2	13,0
	железомарг. продукт		23,9	19,6	20,9	30,0	31,6
	железный к-т		15,0	2,9	58,4	2,8	55,4

	п.п.п.		13,1	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	15,6	15,8	100,0	100,0

Часть исходной окисленной руды была подвергнута промывке, из мытой руды были выделены фракции 8-25, 3-8 и 3-0,1 мм, номера которых в табл.8 - 7, 8 и 9, соответственно. На этих трех фракциях мытой окисленной руды были проведены лабораторные исследования обжиг-магнитного обогащения. Кроме того, был опробован магнетизирующий обжиг шлама т (проба 10) от промывки исходной окисленной руды.

Магнетизирующий обжиг мытой окисленной руды был проведен на двух лабораторных условиях - малой и укрупненной.

Магнетизирующий обжиг фракции мытой окисленной руды крупностью 3-8мм (проба 8) и 3-0,1 мм (проба 9) был проведен на малой лабораторной установке. Эти исследования проведены на навесках массой 100-200 г с использованием газообразного восстановителя (смесь CO:CO₂=20:80). Расход газообразного восстановителя составлял 3,5 л/мин.

При увеличении температуры восстановительного обжига с 800 до 900 °C процесс ускоряется. При дальнейшем увеличении температуры с 900 до 950 °C процесс несколько замедляется, что можно объяснить твердофазным уплотнением обжигаемых частиц.

Кинетика восстановления фракции мытой окисленной руды крупностью 3-8мм с газообразным восстановителем при температуре 900 °C. В этих условиях длительность процесса восстановления составила 140 минут.

Магнетизирующий обжиг фракций мытой исходной руды крупностью 8-25 мм (проба 7), 3-8 мм (проба 8), 3-0,1 мм (проба 9) был проведен на укрупненной лабораторной установке. Кроме того, был опробован магнетизирующий обжиг мытой окисленной руды додробленной до крупности 3-0 мм (опыт 54). В этих опытах температура обжига находилась в интервале 850-950 °C. Качество магнетизирующего обжига в этих опытах оценивалось по результатам магнитной сепарации.

В табл. 11 приведены результаты обжиг-магнитного обогащения классифицированной мытой руды крупностью 25-0 мм.

Как видно из табл.11, при обжиг-магнитном обогащении мытой руды из крупных классов 25-8 и 8-3 мм в исходной крупности возможно получить в слабом магнитном поле при напряженности 120 кА/м марганцевый концентрат с массовой долей марганца соответственно 49,4 и 48,9 % и железа 6,7 и 5,8 %.

При дообогащении измельченных продуктов в более сильном поле можно повысить массовую долю марганца в концентрате до 54,8 и 53,2 % соответственно классам 25-8, 8-3 мм, массовую долю железа снизить до 1,9 %.

Из класса 3-0,1 мм мытой окисленной руды выделен марганцевый концентрат с массовой долей марганца 45,4 % и железа 2,8 %.

Железный концентрат, выделенный при обжиг-магнитном обогащении мытой окисленной руды из классов 25-8, 8-3 и 3-0,1 мм в исходной крупности содержит железа соответственно классам 61,9; 60,9; 59,8 %.

Выход железомарганцевого продукта, полученного из классов мытой руды крупностью 25-8, 8-3 и 3-0,1 мм, с массовой долей марганца соответственно 16,9; 19,2; 23,2 % и железа 35,4; 32,4; 26,1 %, составляет 10,1; 7,1 и 18,1 %.

В табл.12 приведены суммарные технологические показатели обжиг-магнитного обогащения классифицированной мытой руды крупностью 25-0 мм.

Из табл. 12 следует, что при обжиг-магнитном обогащении классифицированной мытой руды крупностью 25-0 мм можно получить следующие технологические показатели: суммарный выход марганцевого концентрата с массовой долей марганца 52,0 % составляет 37,7 % при извлечении марганца в концентрат 82,0 %; выход железного концентрата

с массовой долей железа 60,6 % составляет 16,3 %; железомарганцевый продукт содержит 20,4 % марганца и 30,3 % железа при выходе 9,1 %.

В табл. 13. следует, что при обжиг-магнитном обогащении мытой окисленной руды, додробленной до крупности 3-0 мм, получены близкие технологические показатели по сравнению с мытой рудой крупностью 25-0 мм.

Таблица 11

Результаты обжиг-магнитного обогащения классифицированной мытой руды крупностью 25-0 мм

Наименование операции	Продукты	Напряж. магн. поля, кА/м	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
				Mn	Fe	Mn	Fe
восстановительный обжиг класса 25-8 мм M-261	обожжен. прод.		82,9	42,3	14,95	100,0	100,0
	п.п.п.		17,1	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	35,1	12,4	100,0	100,0
СМС обожжен. продукта в крупности 25-8 мм	магнитная фр.	120	12,4	2,4	61,9	0,8	61,9
	немагнитная фр.		70,5	49,4	6,7	99,2	38,1
	исходный прод.		82,9	42,3	14,95	100,0	100,0
Магнитный анализ немагнитной фракции, доизм. до кр. 3-0 мм	магнитная фр.	160	10,1	16,9	35,4	4,9	28,8
	--	280	28,5	55,0	2,5	44,7	5,7
	--	476	19,5	55,8	1,5	31,0	2,4
	немагнитная фр.		12,4	52,7	1,2	18,6	1,2
	исходный прод.		70,5	49,4	6,7	99,2	38,1
Суммарные результаты обжиг-магнитного обогащения	марганцевый к-т		60,4	54,8	1,9	94,3	9,3
	железомарг. прод.		10,1	16,9	35,4	4,9	28,8
	железный к-т		12,4	2,4	61,9	0,8	61,9
	п.п.п.		17,1	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	35,1	12,4	100,0	100,0
восстановительный обжиг класса 8-3 мм M-256	обожжен. прод.		82,8	34,3	23,9	100,0	100,0
	п.п.п.		17,2	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	28,4	19,8	100,0	100,0
СМС обожжен. продукта в крупности 8-3 мм	магнитная фр.	120	27,2	4,5	60,9	4,3	83,7
	немагнитная фр.		55,6	48,9	5,8	95,7	16,3
	исходный прод.		82,8	34,3	23,9	100,0	100,0
Магнитный анализ немагнитной фракции, доизм. до кр. 3-0 мм	магнитная фр.	160	7,1	19,2	32,4	4,8	11,6
	--	280	16,9	54,3	2,7	37,5	2,7
	--	476	16,5	55,9	1,5	32,5	1,2
	немагнитная фр.		12,4	47,8	1,2	20,9	0,8
	исходный прод.		55,6	48,9	5,8	95,7	16,3
Суммарные результаты обжиг-магнитного обогащения	марганцевый к-т		48,5	53,2	1,9	90,9	4,7
	железомарг. прод.		7,1	19,2	32,4	4,8	11,6
	железный к-т		27,2	4,5	60,9	4,3	83,7
	п.п.п.		17,2	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	28,4	19,8	100,0	100,0
восстановительный обжиг класса 3-0,1 мм M-253	обожжен. прод.		83,3	26,3	27,3	100,0	100,0
	п.п.п.		16,7	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	21,9	22,7	100,0	100,0
MMC обожжен. продукта в слабом магнитном поле	магнитная фр.	120	28,3	3,3	59,8	4,3	74,6
	немагнитная фр.		55,0	38,1	10,5	95,7	25,4
	исходный прод.		83,3	26,3	27,3	100,0	100,0
СМС немагнитного продукта в сильном магнитном поле	магнитная фр.	160	18,1	23,2	26,1	19,2	20,8
	--	280	23,4	51,4	3,5	54,9	3,6
	немагнитная фр.		13,5	35,1	1,7	21,6	1,0
	исходный прод.		55,0	38,1	10,5	95,7	25,4
Суммарные результа-	марганцевый к-т		36,9	45,4	2,8	76,5	4,6

ты обжиг-магнитного обогащения	железомарг. прод.		18,1	23,2	26,1	19,2	20,8
	железный к-т		28,3	3,3	59,8	4,3	74,6
	п.п.п.		16,7	-	-	-	-
	исходный класс		100,0	21,9	22,7	100,0	100,0

Таблица 12

Суммарные технологические показатели обжиг-магнитного обогащения железистой окисленной марганцевой руды крупностью 25-0мм

Продукты обогащения	Выход от исходной руды, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Mn	Fe	Mn	Fe
Mn к-т 25-8 мм	19,2	54,8	1,9	44,0	2,4
Mn к-т 8-3 мм	9,1	53,2	1,9	20,2	1,2
Mn к-т 3-0,1 мм	9,4	45,4	2,8	17,8	1,8
суммарный к-т	37,7	52,0	2,15	82,0	5,4
Fe к-т 25-8 мм	4,0	2,4	61,9	0,4	16,2
Fe к-т 8-3 мм	5,1	4,5	60,9	0,9	20,5
Fe к-т 3-0,1 мм	7,2	3,3	59,8	1,0	28,5
суммарный к-т	16,3	3,4	60,6	2,3	65,2
Fe-Mn к-т 25-8 мм	3,2	16,9	35,4	2,3	7,5
Fe-Mn к-т 8-3 мм	1,3	19,2	32,4	1,1	2,8
Fe-Mn к-т 3-0,1 мм	4,6	23,2	26,1	4,5	7,9
суммарный к-т	9,1	20,4	30,3	7,9	18,2
шламы кр. 0,1-0 мм	24,1	7,7	7,0	7,8	11,2
потери при обжиге	12,8	--	--	-	--
исходная руда	100,0	23,9	15,1	100,0	100,0

Таблица 13

Результаты обжиг-магнитного обогащения мытой окисленной руды, додробленной до крупности 3-0 мм

Наименование опе- рации	Продукты	Напряжен- ность магн. поля, кА/м	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
				Mn	Fe	Mn	Fe
Восстановительный обжиг	обожжен. прод.		86,6	33,5	20,4	100,0	100,0
	п.п.п		13,4	-	-	-	-
	исходный прод.		100,0	29,0	17,7	100,0	100,0
MMC обожжен. продукта в слабом магнитном поле	магнитная фр.	120	33,7	7,4	49,2	8,6	93,7
	немагнитная фр.		52,9	50,1	2,1	91,4	6,3
	исходный прод.		86,6	32,5	20,4	100,0	100,0
СМС немагнитного продукта в силь- ном магнитном поле	магнитная фр.	160	9,0	38,5	5,8	11,9	2,9
	--	280	20,4	54,9	1,7	38,6	2,0
	--	478	17,4	56,1	1,1	33,7	1,1
	немагнитная фр.		6,1	34,0	1,0	7,2	0,3
	исходный прод.		52,9	50,1	2,1	91,4	6,3
Суммарные резуль- таты обжиг-магнит- ного обогащения	марганцевый к-т		52,9	50,1	2,1	91,4	6,3
	железный к-т		33,7	7,4	49,2	8,6	93,7
	п.п.п.		13,4	-	-	-	-
	исходный прод.		100,0	29,0	17,7	100,0	100,0

Магнитной сепарацией в слабом поле при напряженности магнитного поля 120 кА/м выделен марганцевый концентрат с массовой долей марганца 50,1 % и железа 2,1 % в количестве 52,9 % при извлечении марганца в концентрат 91,4 %.

Выход железного концентрата с массовой долей железа 49,2 % и марганца 7,4 % составил 33,7 %.

С принципиальной точки зрения, марганцевый концентрат с массовой долей марганца 50,1 % можно путем магнитной сепарации в сильном поле разделить на два марганцевых концентрата: первый - массовой долей марганца 55,5 % при извлечении марганца в концентрат 72,3 % и второй - с массовой долей марганца 36,7 % при извлечении марганца в концентрат 19,1 %.

Список литературы

1. Исходные технологические данные по обогащению марганцевой руды месторождения Ушкатын-Ш для выполнения ТЭО строительства обогатительной фабрики / В.С.Томчук / Уралмеханобр. - Изв. № 7260. - Свердловск, 1977. - 67 с.
2. Разработка технологии обогащения марганцевой руды месторождения Ушкатын-Ш: Отчет о НИР 183-71. - Изв. № 3503 / Рук. В.С. Томчук / Уралмеханобр. - Свердловск, 1972. - 78 с.
3. Лабораторные исследования обогатимости трех проб окисленной марганцевой руды месторождения Ушкатын-Ш: Отчет о НИР 429-79. - Изв. № 6344 / Рук. В.С. Томчук / Уралмеханобр. - Свердловск, 1974. - 83 с.
4. Полупромышленные испытания обогатимости окисленной марганцевой руды месторождения Ушкатын-Ш: Отчет / В.С. Томчук, Н.А. Юрьева. - Свердловск, 1977. - 119 с.
5. Жайремский ГОК. ТЭО строительства II очереди рудника Ушкатын-Ш. Обогатительная фабрика по переработке марганцевой руды: Пояснительная записка. - Свердловск / Уралмеханобр, 1990. - Т.3, кн.1. - 260 с.

Получено 10.03.09

по страницам



НА ЗАРЯДКУ ВЫХОДИ!

В Канаде начат выпуск генератора электроэнергии, который надевается на коленный сустав, почти не мешает ходьбе и генерирует около пяти ватт мощности. При этом генератор включается только в фазе торможения, когда нога движется по инерции, так что носителю генератора почти не приходится прилагать лишних усилий. От «наколенника» можно заряжать портативные электронные устройства. Сто шагов в умеренно быстром темпе обеспечивают десять минут разговора по сотовому телефону. Разработчики намерены увеличить мощность и снизить вес прибора.

«Наука и жизнь» № 7, 2008

УДК 556.512 (574.42)

Н.Ж. Женсикбаева

ВКГУ им С. Аманжолова, г. Усть-Каменогорск

**ПРОБЛЕМЫ ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРЕОБРАЗОВАНИЙ
НА ТЕРРИТОРИИ ШУЛЬБИНСКОГО ВОДОХРАНИЛИЩА**

Самая современная отечественная ГЭС - Шульбинская - построена три десятилетия назад. Водохранилище Шульбинской ГЭС предназначено для компенсационного регулирования стока реки Иртыш, аккумулирования стоков рек Ульба и Уба с целью использования их для выработки электроэнергии, весеннего затопления пойменных лугов, водоснабжения городов и поселков [1].

Шульбинское водохранилище является сравнительно молодым водоемом (создано в 1989 г.), по сравнению с двумя другими водохранилищами (Бухтарминским и Усть-Каменогорским), образованными в верхнем течении реки Иртыш в результате перекрытия плотинами трех гидроэлектростанций. Гидрохимический режим Шульбинского водохранилища изучен гораздо меньше, чем в двух других искусственных водоемах. Кроме того, Шульбинское водохранилище имеет важное рыбохозяйственное значение. Все это обусловило необходимость более детального исследования водной экосистемы по всей акватории водоема [2].

Зона водохранилища относится к районам с недостаточным увлажнением. Среднегодовое количество осадков колеблется от 231 мм (Жана Семей), увеличивается к северу и востоку до 455 мм (г. Усть-Каменогорск). Годовая испаряемость составляет 750 мм. Основная масса осадков (65-70 %) выпадает в теплый период (апрель-октябрь), причем максимальное их количество приходится на летние месяцы (июнь-июль). Высота снежного покрова в конце зимы всего 20-25 см.

Преобладающими ветрами являются северо-западные и юго-западные, число штилей в году – 28 %. Ежегодно производимые из Шульбинского водохранилища форсированные сбросы воды на орошение поймы и террас Иртыша приходятся на весенний период (конец апреля-май), в течение которых резко сокращается площадь водохранилища, вся его мелководная часть, покрытая растительностью, остается в зоне осушения, часть отложенной икры рыбами ранненерестующего комплекса обсыхает, часть – заиливается и уносится с массой воды в нижний бьеф.

При проектировании и строительстве Шульбинского гидроузла и водохранилища не были учтены многие проблемы. Нарушение гидрологического режима в нерестовый период приводит к осушению мелководных участков, следовательно, к гибели икринок и мальков.

По мнению председателя ассоциации «Ұлы Ертіс – Великий Иртыш» Ж. Рамазанова забор воды в КНР в объеме 5 миллиардов кубометров стоков Черного Иртыша может привести к исчезновению пойменных геокомплексов [3].

Еще одна? надвигающаяся на Средний Иртыш угроза? – маловодность. В 1970–80 годы на участке Иртыша от границы Казахстана и на протяжении почти 200 км ходил флот с наибольшей осадкой. Но в последние годы этот участок самый маловодный и минимально используется для судоходства.

Слабопроточность, мелководность водохранилища могут привести к развитию цианобактерий и его эфтрофикации. Также не была учтена проблема инфильтрации воды через дно и борта водохранилища, чему способствует геологическое строение и состав отложений, слагающих дно и борта [4].

В ряде долин Рудного Алтая? и особенно в Калбе, озерно-аллювиальный генезис красноцветов «просматривается» только в результате анализа обломочного материала. Неустойчивый субаквальный режим в этих долинах в сочетании с обильным привносом со склонов и из многочисленных боковых притоков красноцветных глин обусловил формирование здесь существенно красноцветных отложений. При общем сходстве в тектонической обстановке северо-запада Рудного Алтая и Калбы можно отметить лишь небольшие отличия между ними. Так, в красноцветных озерно-аллювиальных образованиях некоторых долин Калбы (Чар, Кызылсу) более широко представлен грубообломочный материал – гравий и галька, чем установлено в погребенных долинах Рудного Алтая. В верхнем плесе Иртыша аналогами павлодарской свиты, вероятно, являются красноцветные монтмориллонитовые и гидрослюдистые глины, описываемые в составе калмакпайской свиты, датируемой Б.А. Борисовым (1963) нижним – средним плиоценом.

В долине Иртыша к отложениям вторушкинской свиты отнесена толща глин с валунами и галькой в основании, прослеживаемая в естественных обнажениях на участке Старая Шульба – Березовка. Наиболее полный разрез верхнеплиоценовых отложений наблюдается на правобережье Иртыша в береговом уступе близ восточной окраины с.Барашки. На весьма неровной размытой поверхности сильно дислоцированных и выветрелых сланцев верхнего палеозоя здесь залегают (снизу-вверх) следующие породы:

- | | |
|---|---------|
| 1. Валуны, гальки и реже гравий исключительно кварцевого состава с заполнителем в виде красно-бурых, реже пестрых – синеватых и зеленовато-серых глин..... | 1,5-3,0 |
| 2. Глина красно-бурая, плотная, с характерным оскольчатым изломом и блеском на плоскостях крупных трещин. Глина участками обогащена мергелистым материалом в виде конкреций неправильной формы и землистой массы, выполняющей гнезда..... | 7,0-9,0 |

Выше со следами небольшого углового несогласия толща глин перекрывается пластом плотно сцементированный конгломерат-брекчии мощностью до 1 м (верхнегобийский конгломерат нижнеплейстоценового возраста) [5].

Толща глин около с. Барашки выполняет приусьтевую часть небольшой древней долины, открывающейся в сторону Иртыша (рис. 1).

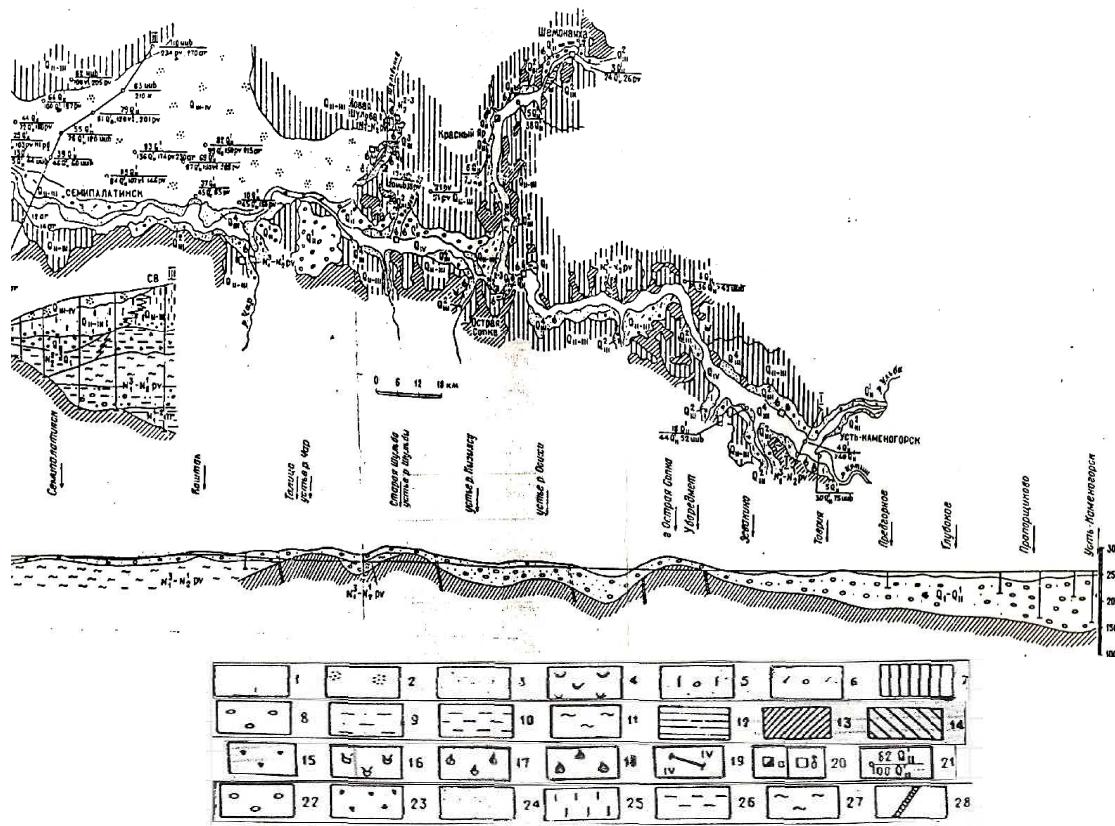


Рисунок 1 - Карта отложений долины Иртыша от г. Усть-Каменогорска до устья р. Чаган: 1 - аллювиальные осадки пойм и русел рек (QIV); 2 - эоловые пески (QIII -IV); 3 - алювий первых надпойменных террас (тентекская свита, QIII-4); 4 - озерные и озерно-болотные отложения (новошульбинская свита, QIII -3); 5 - аллювиальные отложения вторых надпойменных террас (QIII-2); 6 - аллювиальные отложения рорской серии (QII-III); 7 - субаэральные лесовые образования рорской серии (QII-III); 8 - аллювиальные сероцветные грубообломочные образования (красноярская свита, QII-1); 9 - аллювиальные и озерно-аллювиальные отложения (солоновская свита, QI); 10 - аллювиальные и деллювиально-пролювиальные отложения (вторушкинская свита, N2²⁻³); 11 - павлодарская свита (N³1-N²2); 12 - аральская свита (N1¹⁻²); 13 - верхнемеловые и палеогеновые отложения; 14 - породы палеозоя; 15 - места наблюдения криотурбации; 16 - место находок остатков крупных млекопитающих; 17 - место сбора остатков мелких млекопитающих; 18 - место сбора фауны моллюсков; 19 - линии геологических разрезов; 20 - главнейшие стратотипические (а) и опорные (б) обнажения; 21 - буровые скважины: в числителе - глубина кровли первого вскрытого горизонта, в знаменателе - глубина подошвы вскрытых толщ. Литологические обозначения (к размерам и схеме продольного профиля долины Иртыша); 22 - гравийно-галечники; 23 - щебни; 24 - пески; 25 - лессовидные суглинки; 26 - алевриты; 27 - глины; 28 - разломы; 29 - буровые скважины

Наиболее глубокая часть этой долины погружается ниже современного уреза Иртыша и здесь можно предполагать возрастание мощности осадков верхнего плиоценена.

В верховьях р. Ульбы в составе верхнеплиоценового аллювия, вскрытоего в сильно переуглубленной долине, встречены глины, суглинки, пески, гравийные и валунно-галечные отложения. Пестрые тона окраски глин и суглинков сменяются здесь на свет-

лые и белесовато-желтые. Можно заключить, что в межгорных впадинах и транзитных долинах Рудного Алтая как в миоплиоцене, так и в верхнем плиоцене формировались существенно грубообломочные отложения, резко отличные от описанных одновозрастных осадков области предгорий, что позволяет отнести их к одной из автохтонных формаций горной области.

В предгорьях Рудного Алтая отложения нижнего плейстоцена имеют весьма широкое распространение. В междуречьях долин всех транзитных рек (Иртыша, Алея, Убы и Ульбы) они почти повсеместно подстилают толщу лессовидных суглинков среднего – верхнего – плейстоцена и отсутствуют лишь в местах неглубокого залегания пород палеозойского фундамента и неогеновых отложений.

В Шульбинском районе, по данным Л.А. Никитюк (1961), нижнеплейстоценовые отложения выполняют погребенную долину пра-Иртыша, установленную буровыми работами в левобережье современного Иртыша.

Они представлены «...песками и галечниками с редкими деловиальными прослоями переотложенных неогеновых зеленовато-серых и красно-бурых глин. Мощность глин иногда достигает 5 м. Галечники в местах размыва неогеновых глин отличаются преобладающим кварцевым составом галек. Пески и галечники участками сцепментированы карбонатом до крепких песчаников и конгломератов, напоминающих, согласно описаниям Е.Н. Щукиной и Е.М. Великовской, гобийские конгломераты Зайсанской котловины. Общая мощность нижнечетвертичных отложений достигает 50-60 м» [5].

Они парализуют нижнеплейстоценовые отложения района Шульбы с аллювиальными образованиями, прослеженными ею ниже по Иртышу и содержащими остатки моллюсков *Corbicula fluminalis*. По данным Л.А. Никитюк в средней и верхней частях разреза нижнеплейстоценовых отложений пра-Иртыша в Шульбинском районе «...обнаружено большое содержание степных травянистых растений с резким преобладанием среди них лебедовых и полыни, и среди сравнительно небольшого количества древесных – пыльцы сосны. По составу растительность нижнечетвертичных отложений верхней и средней толщ сходна с современной... Пресноводные четвертичные диатомеи, обнаруженные в конгломератах и песчаниках, также имеют современный состав и указывают на озерно-речной режим при формировании этих осадков». Л.А. Никитюк заключает, что возраст долины, заполненной рассмотренными осадками, «...определяется по ее стратиграфическому положению между неогеновой и среднечетвертичной долинами» [5].

Нижнеплейстоценовый аллювий Иртыша на участке устье р. Убы - Шульбинский створ в левом борту долины обнажается в виде толщ гравийно-галечниковых отложений с преимущественно песчаным заполнителем, слагающих здесь террасу высотой до 30-35 м. В уступах этой террасы, среди галечников наблюдаются в свалах и коренном залегании «конгломераты», слагающие тела неправильной, несколько вытянутой по слоистости формы и различного объема (до нескольких десятков кубометров).

Среднеплейстоценовые отложения ранее были описаны в составе единой толщи нижне-среднеплейстоценового возраста в долинах крупных рек (Иртыша, Ульбы, Убы и Березовки), где они были отмечены находками среднеплейстоценовой фауны. Л.А. Никитюк (1961) в Шульбинском районе на Иртыше выделяет отложения, выполняющие среднечетвертичную долину, которая «...врезана в отложения нижнечетвертичной на 30-40 м ниже ее основания. Она имеет наиболее глубокий врез на 45-50 м ниже уровня Иртыша». По ее данным отложения среднечетвертичной долины «...представлены песками и галечниками, отличающимися от осадков нижнечетвертичной долины более значительным содержанием га-

лек местных пород, наличием в нижней части долины крупных валунов, железистым типом цементации галечников и песков и меньшим содержанием прослоев переотложенных неогеновых глин. В верхней части долины преобладают пески и гравий» [5].

Ниже устья р. Убы (район с. Старая Шульба), где поднятие палеозойского фундамента четко отмечено положением коренного ложа непосредственно под русловыми осадками Иртыша, среднеплейстоценовая долина и выполняющие ее осадки установлены бурением в стороне от современного русла, на левобережье Иртыша (рис. 2). По данным Л.А. Никитюк (1961) «...среднечетвертичная погребенная долина врезана в отложения нижнечетвертичной на 30-40 м ниже ее основания. Она имеет наиболее глубокий врез – на 45-50 м ниже уровня Иртыша». Образования, заполняющие наиболее глубокую часть этой долины, вскрыты двумя скважинами, не достигшими палеозойских пород. Отложения среднечетвертичной долины представлены песками и галечниками, отличающимися от осадков нижнечетвертичной долины присутствием крупных валунов (в низах) разреза, железистым типом цементации галечников и песков и меньшим содержанием прослоев переотложенных неогеновых глин. В верхней части разреза преобладают пески и гравий. По представлению Л.А. Никитюк «...после заполнения нижнечетвертичного вреза до уровня IV надпойменной террасы (плато), древняя река блуждала в широкой долине, образовав поверхность этой террасы – водораздельное плато между реками Кызылсу и Чар».

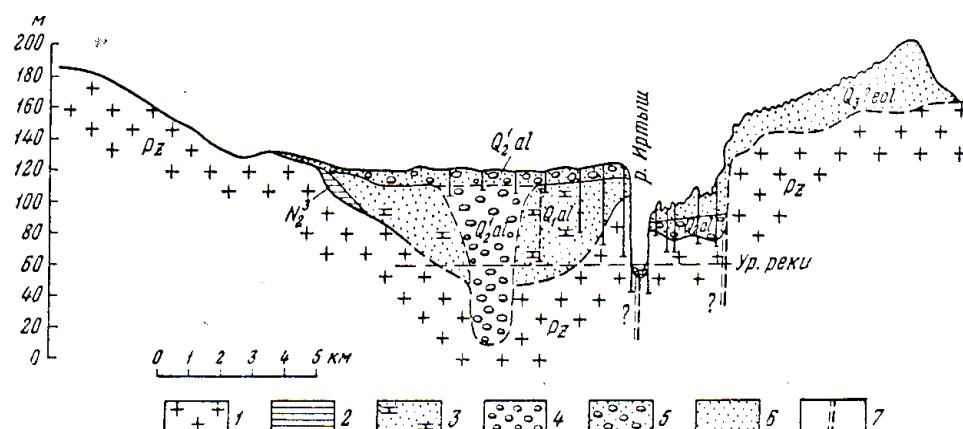


Рисунок 2 - Геологический профиль через долину р. Иртыш в районе Шульбинского створа (по данным Л.А. Никитюк, уточненным П.А. Шарковым и И.С. Чумаковым): 1 – палеозойские породы; 2 – глины; 3 – гравийно-галечниковые отложения с песчано-глинистым заполнителем, участками сцементированные карбонатом; 4 – гравийно-галечниковые отложения с песчаным заполнителем; 5 – пески, супеси с примесью гальки и гравия; 6 – эоловые пески; 7 – предполагаемые разломы

На рис. 3 приведены данные спорово-пыльцевых анализов по скв. 1005, проведенных А.И. Пермяковым. В толще древнего аллювия, весьма сходного по своему строению с толщиной, описанной в ряде разрезов по р. Уба (гравелистые с примесью гальки пески вверх по разрезу сменяются супесями и тонкозернистыми песками), А.И. Пермяков выделяет два типа спорово-пыльцевых спектров [5].

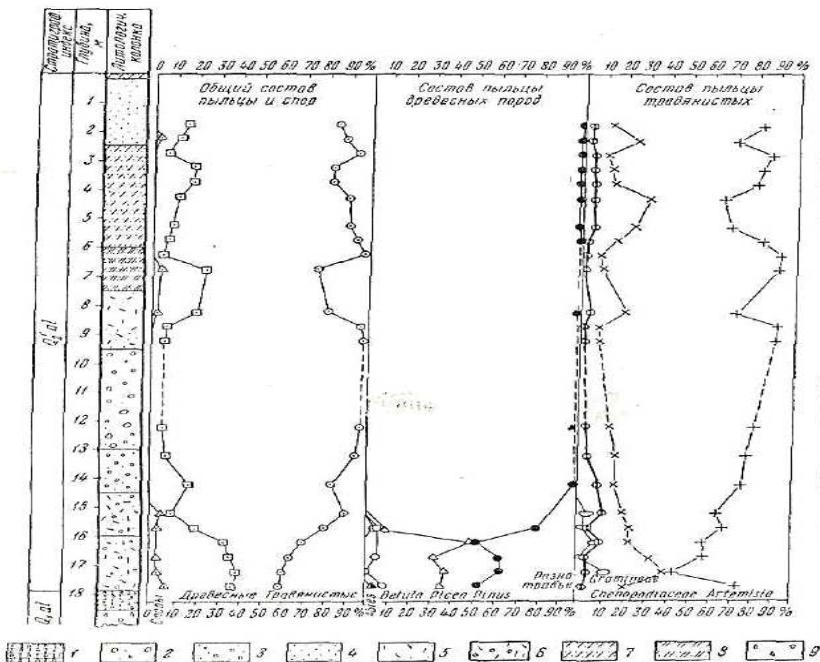


Рисунок 3 - Споро-пыльцевой спектр отложений нижней половины среднего плейстоцена, верхней части толщи (скв. 1005, Шульбинский район, по А.И. Пермякову): 1 - конгломерат; 2 - галечник; 3 - пески с примесью гравия и гальки; 4 - песок; 5 - песок слюдистый; 6 - песок слюдистый с примесью гравия и гальки; 7 - супесь легкая; 8 - супесь тяжелая; 9 - выветрелые палеозойские породы

1. Лесостепной тип спектров с преобладанием пыльцы травянистых растений (60-80 %) и значительным содержанием пыльцы древесных пород (20-40 %). Среди пыльцы травянистых растений преобладает пыльца полыни (*Artemisia*) и семейства лебедовых (*Cheopropodiaceae*). Древесные породы (до 60 %) представлены главным образом пыльцой ели (*Picea* до 49 %) и пыльцой сосны (*Pinus silvestris*). Этим типом спектров с участием пыльцы ели охарактеризованы отложения в интервале 15,0-17,9 м. По-видимому для времени накопления этих осадков характерно развитие открытых степных ландшафтов в сочетании с сосновыми лесами на песках предгорных равнин и темнохвойными (еловыми) лесами в горных районах Алтая.

2. Степной вид спектров с преобладанием пыльцы травянистых растений (85-97 %) и незначительным участием пыльцы древесных пород (3-15 %). Среди пыльцы травянистых растений здесь по-прежнему преобладает пыльца полыни и лебедовых, однако пыльца древесных пород представлена преимущественно сосной (99-100 % от всей пыльцы древесных).

Ниже по Убе поверхность, образуемая среднеплейстоценовыми галечниками, очень полого вздымаются, мощность перекрывающих их лессовидных суглинков сокращается, и близ устья Убы они выклиниваются полностью. Здесь, на правом берегу (а на небольших участках и по левом берегу) описываемые галечники образуют высокую надпойменную террасу (высотой до 15-20 м) и прислоняются к склонам невысоких сопок. Ниже устья Убы по правому берегу Иртыша до с. Старая Шульба описываемые отложения участками прослеживаются в составе высокой надпойменной террасы, высота которой постепенно увели-

чивается и на отрезке Старая Шульба – Семипалатинск достигает 25-30 м.

В пределах Шульбинского блока, установленного ниже устья р. Убы и наиболее полно изученного вблизи с. Старая Шульба, в поднятие оказалось вовлеченной вся переуглубленная долина Иртыша, выполненная осадками нижнего и среднего плейстоцена [5].

К отложениям среднего плейстоцена внедниковой зоны отнесена толща лессовых пород, имеющая на Рудном Алтае весьма широкое распространение. В долине Иртыша к верхнему плейстоцену отнесена I надпойменная терраса, сохранившаяся фрагментами по обоим берегам этой реки. Во всех случаях в разрезе этой террасы русловая и пойменная фации четко дифференцируются: первая представлена преимущественно галечниками с отдельными валунами, вторая - лессовидными суглинками и супесями с прослойями песков и редкими включениями мелкого гравия и гальки.

В предгорьях Рудного Алтая голоценовые отложения весьма ограничены в своем распространении и развиты практически только в пределах долин местных рек. В транзитных долинах они слагают пойменную террасу и высокую пойму общей шириной до 3-5 км и высотой соответственно в 2-3 м и 4-6 м.

Достаточно резко отличаются от голоценового аллювия транзитных долин осадки, слагающие низкие террасы вдоль небольших речек, водосборы которых целиком локализуются в области предгорий. Здесь дифференциация на русловый и пойменный аллювий выражена нечетко, в разрезе преобладают суглинки с подчиненными прослойями песка, дресвы реже встречается щебень, галька и гравий. Эти особенности строения низких террас легко объясняются тем, что в междуречных пространствах области предгорий все плейстоценовые и неогеновые толщи сложены почти целиком глинистым образованиями, за счет размыва которых и формируется в узких полосах вдоль водотоков современный аллювий [5].

Таким образом, рыхлый глинисто-галечниковый субстрат, выстилающий дно и борта водохранилища, не будет препятствовать фильтрации. С одной стороны, не будет потери водозапасов, с другой - поднимется зеркало грунтовых вод. Возникнет подтопление и заболачивание террас.

Список литературы

1. Правила использования водных ресурсов Верхне-Иртышского каскада водохранилищ / Министерство природных ресурсов и охраны окружающей среды РК. - Алматы, 2001. - 59 с.
2. Куликова Е.В. Гидрохимический режим и оценка качества воды Шульбинского водохранилища по величине индекса загрязненности вод / Е.В. Куликова, Н.А. Тирская // Гидрометеорология и экология. - 2006.- № 2. - 66 с.
3. www.megapolis.kz.
4. www.inform.kz.
5. Чумаков И.С. Кайназой Рудного Алтая. - М.: Наука, 1965.

Получено 2.03.09

УДК 669.53.2

Н.М. Комков, Г.А. Кокаева
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**ВЛИЯНИЕ СОЛЕЙ НАТРИЯ НА КАЧЕСТВО ПРОДУКТОВ ОБЖИГА НИЗКОСОРТНЫХ ЦИНКОВЫХ
СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

Обжиг сульфидных цинковых концентратов является важнейшим технологическим процессом в гидрометаллургии цинка. Но в настоящее время выработаны богатые месторождения цинковых концентратов, и приходится вовлекать в переработку промпродукты и коллективные концентраты. В таких материалах, как правило, имеется много различных примесей. Наиболее распространенными примесями наряду с железом, медью и кремнеземом являются свинец, натрий, калий, которые находятся в форме галенита, ковелина, халькозина, халькопирита, пирита и пирротина. Влияние данных примесей в литературе описано противоречиво, что говорит о сложности явления и необходимости его дальнейшего изучения.

Для опытов первоначально использовали низкосортный цинковый сульфидный концентрат, имеющий следующий химический состав, %: Zn – 40,8; Fe – 10,5; Cu – 3,2; Pb – 4,7; SiO₂ – 6,5; S – 30,6; K – 0,28; Na – 0,12, и следующий минералогический состав, %: ZnS – 60,8; CuFeS₂ – 9,24; FeS₂ – 8,3; FeS – 6,03; PbS – 5,43; SiO₂ – 6,5; прочие – 3,7.

Исследования по обжигу данного концентрата проводились на трубчатой лабораторной печи типа СУОЛ – 0,4.4/12 (рис. 1) при температурах 1173 – 1253 К на воздушном дутье. Скорость дутья поддерживали в количестве 2 дм³/мин, регулируя разрежение и тягу в газоходной системе эжектором 8 и контролируя расход дутья расходомером 7. Температура в печи поддерживалась автоматически и контролировалась платинородиевой термопарой 2 и вторичным прибором милливольтметром 1. Навеска цинкового сульфидного концентрата величиной в 10 г в фарфоровой лодочке 5 помещалась в кварцевой трубке 3, помещенной в полость печи 4. Опыты проводились в течение 7200 с.

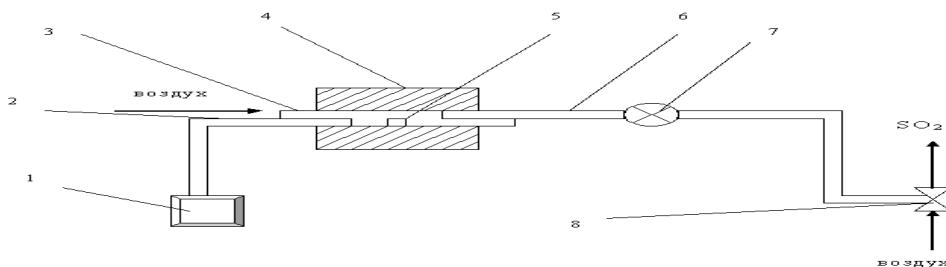


Рисунок 1 – Схема лабораторной установки для изучения кинетики обжига низкосортных цинковых сульфидных концентратов: 1 – милливольтметр (градуированный для фиксирования температуры); 2 – платинородиевая термопара; 3 – кварцевая трубка; 4 – лабораторная печь типа СУОЛ – 0,4.4/12; 5 – навеска цинкового концентрата; 6 – кварцевая трубка для отсоса обжиговых газов; 7 – расходомер; 8 – эжектор

В результате обжига концентрата получен огарок, химический состав которого в зависимости от времени обжига показан в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав огарка цинкового концентрата в зависимости от времени обжига

Время, с	Состав, %										Раст- вори- мость цинка, %	Десуль- фуризация, %
	Zn _o	Zn _k	Zn _b	Fe	Cu	Pb	SiO ₂	S _o	S _{SO4}	S _s		
45,9	10,5	0,24	11,81	3,6	5,29	7,31	23,3	0,4	22,9	22,88	23,86	
46,3	7,9	0,23	11,92	3,63	5,33	7,38	23	0,33	22,6	17,06	24,84	
48,3	13,8	0,15	12,43	3,79	5,56	7,69	13,5	0,38	13,1	28,57	55,88	
7200	25	0,14	12,66	3,86	5,67	7,84	13,3	0,37	12,9	50,81	56,54	

Качество полученных продуктов обжига находится на низком уровне. По химическому составу в концентрате имеется значительное количество натрия (0,12 %) по сравнению с концентратами, имеющими высокие показатели качества продуктов обжига. Поэтому необходимо исследовать влияние солей натрия на параметры обжига.

Обжиг с применением хлоридов щелочных металлов широко применяется в промышленности, но их влияние слабо изучено при обжиге цинковых сульфидных концентратов.

Для выяснения причин и следствий влияния соединений натрия на параметры обжига в кипящем слое, рассмотрим некоторые системы, которые он образует с наиболее заметными примесями в цинковом концентрате.

В связи с этим в цинковый концентрат, имеющий прежний химический состав, добавляли соли натрия – хлорид натрия и сульфат натрия, которые подвергались обжигу в лабораторной печи в течение 7200 с при температуре 1173 – 1273 К, количество добавляемой соли рассчитывалось по содержанию металлической части.

В первом случае в цинковый концентрат добавляли 0,02 %, 0,1 %, 0,5 % и 1,0 % хлорида натрия.

В пробах с добавками NaCl произошли изменения в структуре. Во всех пробах отмечается наличие спеков сфалерита ZnS с включениями халькозина Cu₂S, галенита PbS и силикатной стеклофазы. В пробе с добавками NaCl 0,02 % содержится до 50 % спеков сфалерита ZnS, а в пробе с добавками NaCl 0,1 % - до 30 % спеков сфалерита ZnS. Размеры спеков от 50 мкм до 1 – 1,5 мм в поперечнике. В отличие от опытов с KCl на поверхности спеков редко наблюдаются корочки цинкита ZnO.

Состав огарка: цинкит ZnO , феррит цинка $ZnO \cdot Fe_2O_3$, сульфат цинка $ZnSO_4$, силикатное стекло. Размеры частиц огарка достигают 1 мм. Цинкита ZnO в огарке больше, чем феррита цинка $ZnO \cdot Fe_2O_3$.

Наблюдается типичная структура огарка. Частицы огарка состоят из оксида цинка ZnO и феррита цинка $ZnO \cdot Fe_2O_3$ с преобладанием оксида цинка ZnO . Редко отмечаются частицы, состоящие преимущественно из феррита цинка $ZnO \cdot Fe_2O_3$, что указывает на вторичность его происхождения через образование металлической фазы. Наблюдается сульфат цинка $ZnSO_4$ до 5 – 10 %, образующийся на поверхности зерен сфалерита ZnS , что подтверждает термодинамические исследования, что окисление проходит через образование оксисульфидов и оксисульфатов.

Исходного сфалерита ZnS находится в пределах 15 – 20 %, что говорит о небольшой скорости окисления. Форма зерен изменилась на более округлую с извилистыми границами. Присутствуют единичные зерна исходных пирита FeS_2 , галенита PbS , халькопириита $CuFeS_2$, встречаются вторичные – хальказин Cu_2S и ковелин CuS , а также металлическая медь Cu , что подтверждает ее роль в образовании металлических фаз других металлов. Свинец находится в силикатной форме и в виде твердого раствора в силикатном стекле.

На рис. 2, 3, 4 и 5 изображены микрофотографии огарков цинкового концентрата с добавкой 0,02 %, 0,1 %, 0,5 % и 1,0 % NaCl.

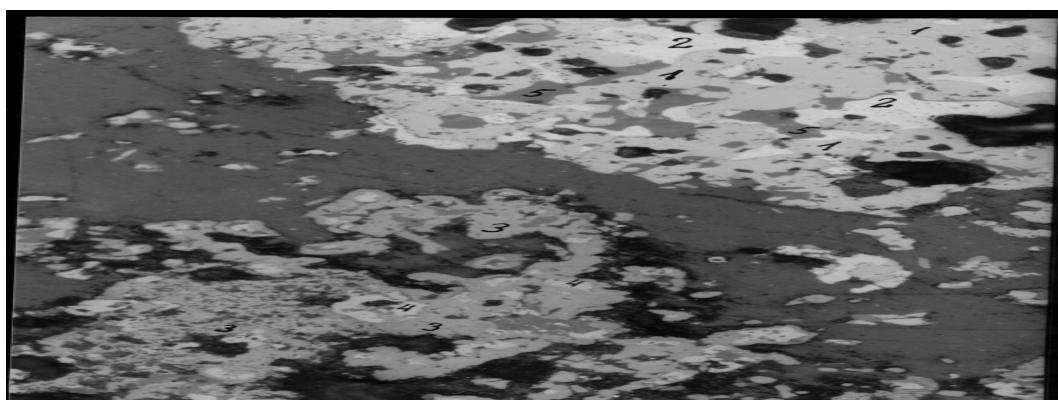


Рисунок 2 – Огарок цинкового концентрата с добавкой 0,02 % NaCl: 1 – сфалерит ZnS ; 2 – хальказин Cu_2S ; 3 – оксид Zn (серое); 4 – феррит Zn (светло-серое); 5 – силикатная стеклофаза

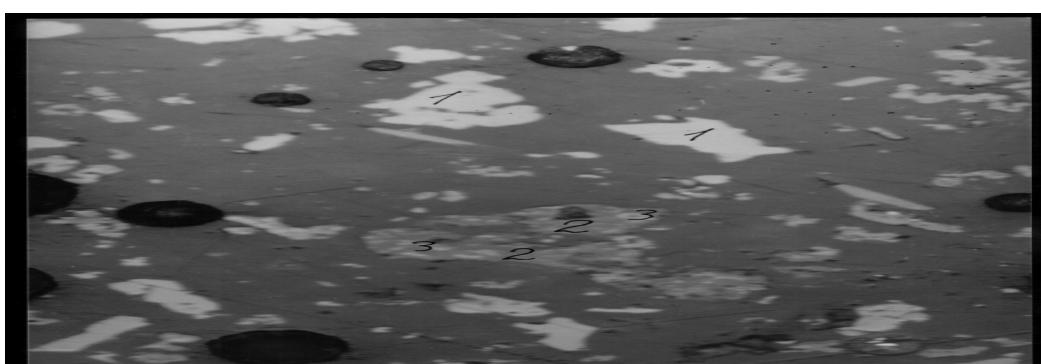


Рисунок 3 – Огарок цинкового концентрата с добавкой 0,1 % NaCl: 1 – сфалерит ZnS; 2 – оксид Zn (серое); 3 – феррит Zn (светло-серое)

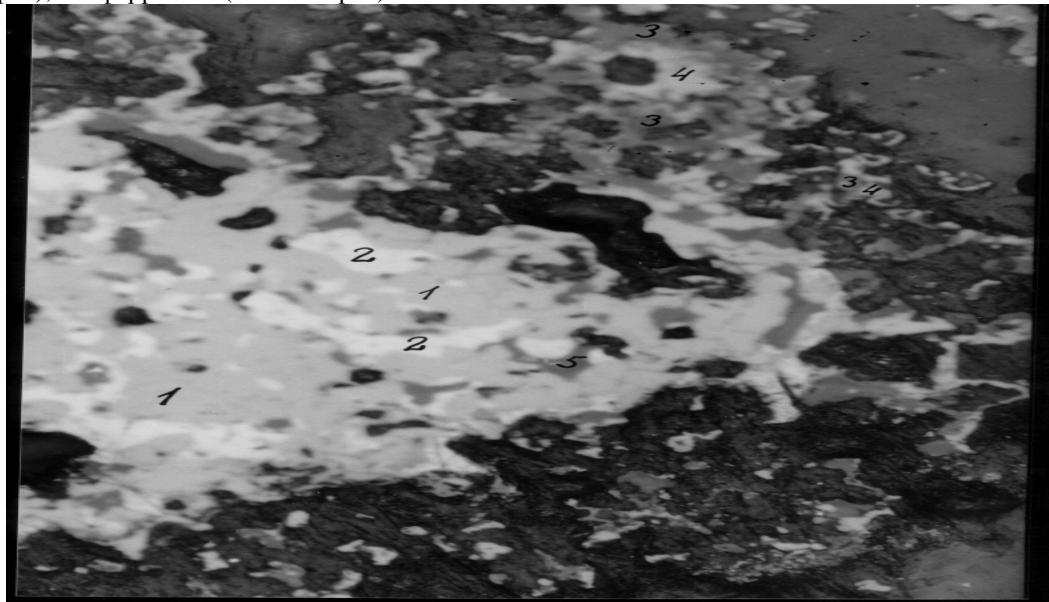


Рисунок 4 – Огарок цинкового концентрата с добавкой 0,5 % NaCl: 1 – сфалерит ZnS; 2 – халькоzin Cu₂S; 3 – оксид Zn (серое); 4 – феррит Zn (светло-серое); 5 – силикатная стеклофаза

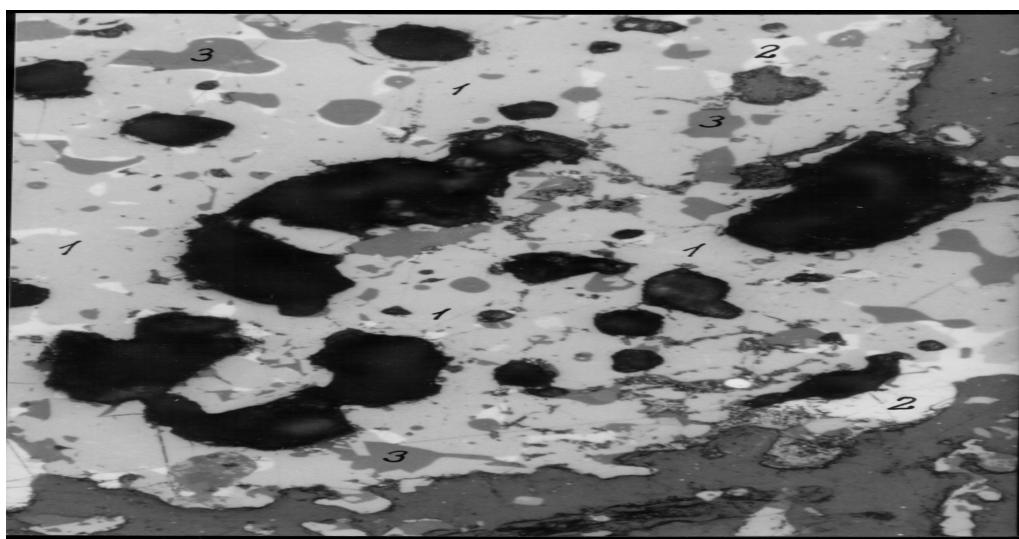


Рисунок 5 – Огарок цинкового концентрата с добавкой 1,0 % NaCl: 1 – сфалерит ZnS; 2 – халькоzin Cu₂S; 3 – силикатная стеклофаза

Во втором случае в цинковый концентрат добавляли 0,02 %, 0,1 % и 0,5 % сульфата натрия.

В пробах с добавками Na₂SO₄ также произошли изменения в структуре. При этом от-

мечается увеличение размеров зерен сульфидного состава, а также увеличение размеров зерен огарка. Спеки состоят преимущественно из сфалерита ZnS с включениями халькоцина Cu₂S, реже галенита PbS и силикатной стеклофазы. Размеры спеков: от 50 мкм до 1,5 – 2 мм в поперечнике.

Состав огарка: цинкит ZnO, феррит цинка ZnO·Fe₂O₃, сульфат цинка ZnSO₄, силикатное стекло, редко (до 0,5 %) закись меди Cu₂O, феррит меди CuFeO₂. Размеры огарка также достигают от 1,0 до 1,5 мм. На рис. 6, 7, и 8 изображены микрофотографии огарков цинкового концентрата с добавкой 0,02 %, 0,1 %, и 0,5% Na₂SO₄.

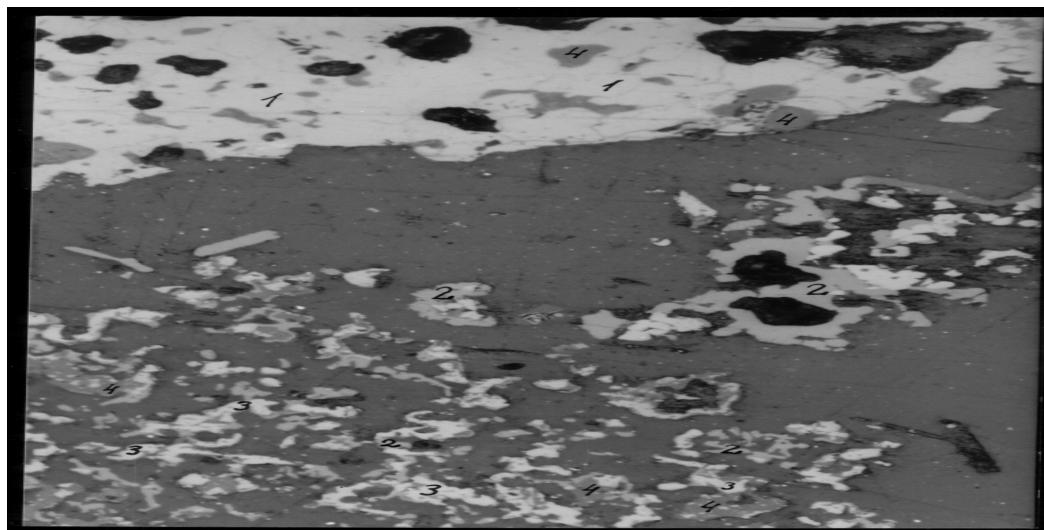


Рисунок 6 – Огарок цинкового концентрата с добавкой 0,02 % Na₂SO₄: 1 – сфалерит ZnS; 2 – оксид Zn (серое); 3 – феррит Zn (светло-серое); 4 – силикатная стеклофаза

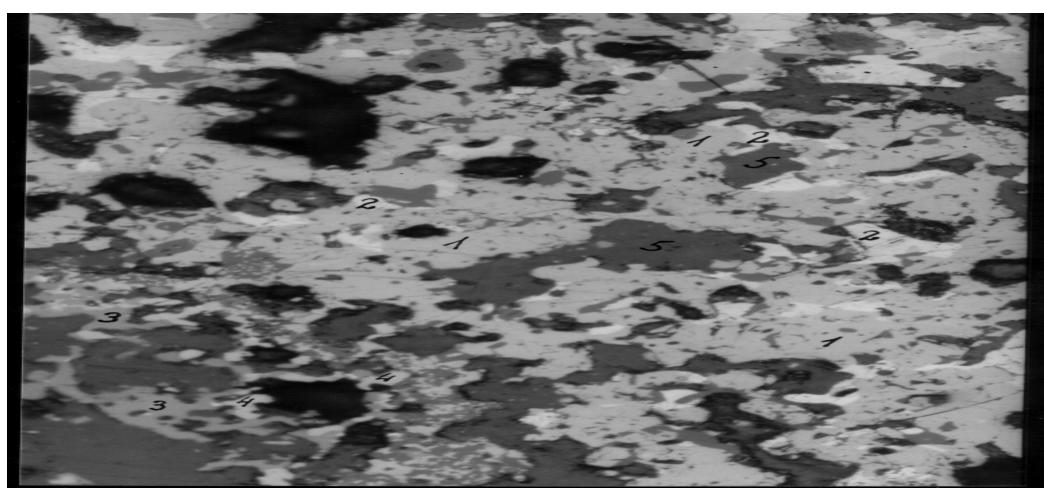


Рисунок 7 – Огарок цинкового концентрата с добавкой 0,1 % Na₂SO₄: 1 – сфалерит ZnS; 2 – халькоцин Cu₂S; 3 – оксид Zn (серое); 4 – феррит Zn (светло-серое); 5 – силикатная стеклофаза

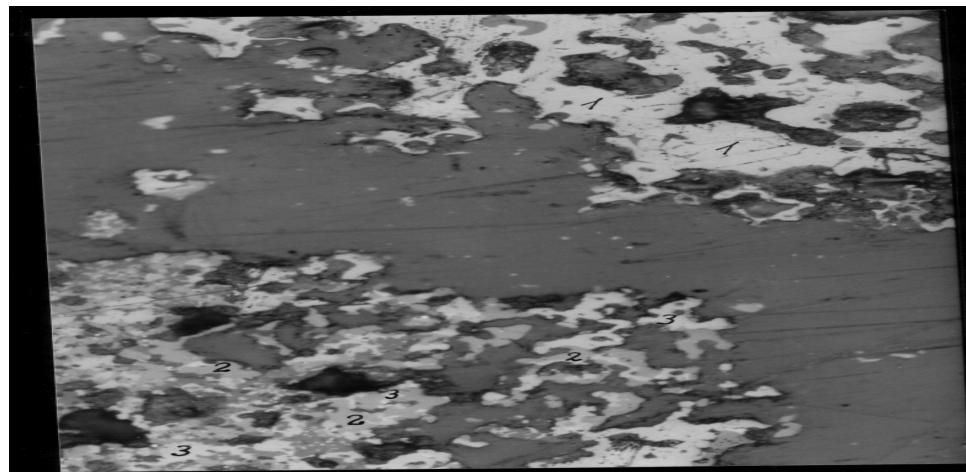


Рисунок 8 – Огарок цинкового концентратата, с добавкой 0,5 % Na_2SO_4 : 1 – сфалерит ZnS ; 2 – оксид Zn (серое); 3 – феррит Zn (светло-серое)

Рассмотрим системы $\text{Na}_2\text{O} - \text{Fe}_2\text{O}_3$ и $\text{Na}_2\text{O} - \text{SiO}_2$.

1. Система $\text{Na}_2\text{O} - \text{Fe}_2\text{O}_3$.

Феррит натрия существует в двух формах:

1) α – ромбоздрическая с параметрами решетки: $a = 5,59 \cdot 10^{-10}$ м, $\alpha = 31^\circ 20'$.
2) β – орторомбическая с параметрами решетки: $a = 5,672 \cdot 10^{-10}$ м, $b = 7,316 \cdot 10^{-10}$, $c = 5,377 \cdot 10^{-10}$, плотность 3360 кг/м³. При 1033 К у феррита натрия происходят ромбоздрическо-орторомбические превращения, сопровождающиеся значительным расширением. Кроме NaFeO_2 , получено соединение с формулой $3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{Na}_2\text{O}$ или $\text{Fe}_6\text{Na}_4\text{O}_{11}$ квадратной сингонии с $a = b = 7,2 \cdot 10^{-10}$ м и $c = 18,2 \cdot 10^{-10}$ м. При изучении β – феррита натрия обнаружены соединения типа $\text{R}_2\text{O} \cdot 6\text{R}_2\text{O}_3$, кроме соединений типа $\text{R}_2\text{O} \cdot 11\text{R}_2\text{O}_3$. Обнаружена также фаза $\text{Na}_2\text{O} \cdot 1,58 \text{Fe}_2\text{O}_3$, по составу близкая к $2\text{Na}_2\text{O} \cdot 3\text{Fe}_2\text{O}_3$. Эта фаза представляет собой желто-коричневый порошок, растворимый в 2-нормальной HCl. Определенная пикнометрическая плотность равна 3860 кг/м³.

2. Система $\text{Na}_2\text{O} - \text{SiO}_2$.

$2\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$ плавится инконгруэнтно при 1356 К, кроме того, существует соединение $3\text{Na}_2\text{O} \cdot 2\text{SiO}_2$. Трисиликат натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot 3\text{SiO}_2$ плавится при температуре 1023 К и имеет моноклинную структуру.

Дисиликат натрия имеет шесть полиморфных модификаций. Превращения одной модификации в другую происходят при температурах 822 , 846 , 866 , 951 , 980 К. Высокотемпературная форма дисиликата натрия относится к ромбической системе и имеет следующие параметры кристаллической решетки: $a = (15,43 \pm 0,03) \cdot 10^{-10}$ м, $b = (4,909 \pm 0,005) \cdot 10^{-10}$ м, $c = (6,428 \pm 0,015) \cdot 10^{-10}$ м, $Z = 4$. Другие исследователи сообщают о высокотемпературной форме дисиликата натрия с параметрами решетки: $a = 6,43 \cdot 10^{-10}$ м, $b = 15,46 \cdot 10^{-10}$ м, $c = 4,91 \cdot 10^{-10}$ м, $\alpha = \beta = \gamma = 90^\circ$. Экспериментально определенная плотность $2,47 \pm 0,03$ г/см³.

Низкотемпературная форма бисиликата натрия относится к моноклинной системе и имеет следующие параметры кристаллической решетки: $a = 12,26 - (12,307 \pm 0,005) \cdot 10^{-10}$

m , $b = 4,80 - (4,849 \pm 0,003) \cdot 10^{-10}$ м, $c = 8,07 - (8,124 \pm 0,004) \cdot 10^{-10}$ м, $\beta = 104,12 \pm 0,005^\circ$. Экспериментально определенная плотность $2560 - 2570 \pm 0,10$ кг/м³, вычисленная плотность $2542 - 2628$ кг/м³.

Метасиликат натрия Na_2SiO_3 имеет следующие параметры решетки: $a = 10,43 \cdot 10^{-10}$ м, $b = 6,02 \cdot 10^{-10}$ м, $c = 4,81 \cdot 10^{-10}$ м. Плотность равна 2689 кг/м³.

Итак, можно сказать, что в системе $Na_2O - SiO_2$: 1) при температуре 960 К и составе 34,04 % Na_2O , 65,96 % SiO_2 происходит полиморфное превращение $\alpha - Na_2O \cdot 2SiO_2 \leftrightarrow \beta - Na_2O \cdot 2SiO_2$; 2) при температуре 1066 К и составе 26,1 % Na_2O и 73,9 % SiO_2 происходит плавление эвтектики с фазовым составом $Na_2O \cdot 2SiO_2 +$ кварц + расплав; 3) при температуре 1119 К и составе 37,9 % Na_2O и 62,1 % SiO_2 и фазовом составе $Na_2O \cdot SiO_2 + + Na_2O \cdot 2SiO_2 +$ расплав, происходит плавление эвтектики; 4) при температуре 1143 К происходит инверсия при фазовом составе $\alpha -$ кварц + $\alpha -$ тридимит + расплав при следующем составе компонентов 22 % Na_2O и 88 % SiO_2 ; 5) при температуре 1147 К происходит плавление при фазовом составе $Na_2O \cdot 2SiO_2 +$ расплав, 6) при содержании 34,04 % Na_2O и 65,96 % SiO_2 ; 7) при температуре 1295 К происходит плавление эвтектики при соотношении компонентов 56,9 % Na_2O и 43,1 % SiO_2 и фазовом составе $2Na_2O \cdot SiO_2 + + Na_2O \cdot SiO_2 +$ расплав; 8) при соотношении компонентов 50,79 % Na_2O и 49,21 % SiO_2 и фазовом составе $Na_2O \cdot SiO_2 +$ расплав происходит плавление при температуре 1362 К; 9) при фазовом составе $Na_2O + 2Na_2O \cdot SiO_2 +$ расплав, соотношении компонентов 59,3 % Na_2O и 40,7 % SiO_2 происходит инконгруэнтное плавление при температуре 1391 К; 10) при температуре 1743 К происходит инверсия при фазовом составе $\alpha -$ тридимит + $\alpha -$ кристобалит + расплав и соотношении компонентов 11,5 % Na_2O и 88,5 % SiO_2 .

В табл. 2 показаны общие результаты обжига цинкового концентрата с добавкой солей натрия.

Таблица 2

Результаты обжига цинкового концентрата с добавкой солей натрия

наименование соли	количество соли, %	S_o		десульфуризация, %
		начало опыта	конец опыта	
цинковый концентрат	0	30,6	13,3	56,54
NaCl	0,02	30,5	13,5	55,74
NaCl	0,1	30,6	13,4	56,21
NaCl	0,5	30,4	15,5	49,01
NaCl	1	30,3	18,1	40,26
Na_2SO_4	0,02	30,6	12,9	57,84
Na_2SO_4	0,1	30,6	12,1	60,46
Na_2SO_4	0,5	30,6	16,1	47,39

Из результатов опытов можно констатировать, что присутствие солей натрия в концентрате резко понижает скорость обжига, и приводит к значительному укрупнению огарка.

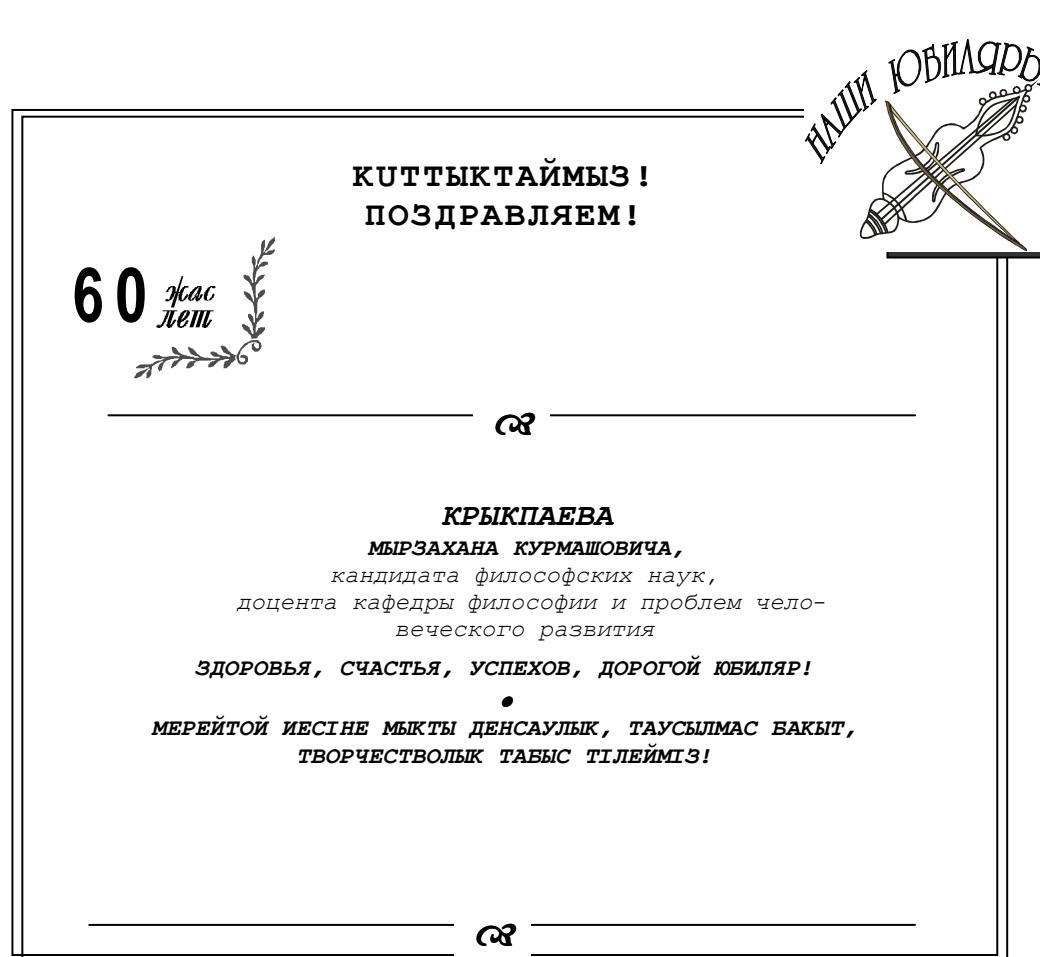
Влияние натрия является существенным при нахождении его в концентрате свыше 1 %, в изучаемых нами концентратах их содержание значительно меньше.

Таким образом, можно сделать вывод, что на качество огарка оказывают влияние другие примеси и для выяснения этого механизма необходимо продолжить теоретические и экспериментальные исследования.

Список литературы

1. Комков Н.М. Обжиг сульфидных цинковых концентратов / Н.М. Комков, В.А.Луганов. - Усть-Каменогорск: ТЕХЦЕНТР УК, 2004. - 389 с.
2. Комков Н.М. Особенности обжига цинковых сульфидных концентратов с повышенным содержанием примесей /Н.М. Комков, В.А.Луганов. - Усть-Каменогорск: ТЕХЦЕНТР УК, 2005. - 360 с.

Получено 12.01.09



УДК 553.441

М.С. Рафаилович

ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

**ЭПИТЕРМАЛЬНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗОЛОТА КАК АЛЬТЕРНАТИВНОЕ МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
В НЕДРАХ КАЗАХСТАНА**

Минерально-сырьевую базу золота Казахстана слагают рудные месторождения (геолого-промышленный тип): золото-колчеданно-полиметаллические (рудно-алтайский), золото-сульфидно-кварцевые жильные и штокверковые (акбакайский, степнякский, васильковский), золото-углеродисто-сульфидные (бакырчикский), золотоносные коры выветривания (сузdalский). К настоящему времени ресурс основных поставщиков металла – крупных золото-колчеданно-полиметаллических (Риддер-Сокольное и его аналоги) и золото-сульфидно-кварцевых (Акбакай, Бестюбе, Жолымбет) объектов – исчерпан более чем на 60-70 %. Широкомасштабная разработка золоторудных гигантов Васильковское и Бакырчик сдерживается из-за низких темпов внедрения передовых технологий обогащения руд. В значительной степени выработаны золотоносные коры месторождения Сузdalское. Ориентация геологической службы на иные промтипы (скарновые, порфировые, россыпные, техногенные) пока не дает ощутимых результатов.

Одно из приоритетных направлений в укреплении и бесперебойном воспроизводстве минерально-сырьевой базы – выход на альтернативные источники металла. В Казахстане ими могут явиться эпимеральные месторождения золота (ЭМЗ), характеризующиеся высоким, практически нереализованным потенциалом [1, 5, 6]. Актуальность исследования ЭМЗ определяется открытиями в мире за последние 20 лет серии крупных объектов (Альто Чикама, Веладеро, Паскуа-Лама, Пиерина в Андах, Купол в России, Аши в Китае и др.) и возросшей ролью эпимеральных объектов в современной конъюнктуре.

С учетом опыта изучения и освоения зарубежных прототипов рассмотрим две группы ЭМЗ с нетрадиционной крупнообъемной морфологией рудных тел: протяженные линейные зоны в островных дугах и вулкано-плутонических поясах (ВПП) и эксплозивные рудоносные брекчи в ВПП и наложенных вулкано-тектонических структурах.

Линейные зоны эпимеральных руд в островных дугах и ВПП. Данная группа ЭМЗ приурочена к рудоконтролирующими элементам линейно-полосовой морфологии: круто падающим разломам, зонам милонитов, пластинообразным телам гидротермалидов, контактам пород с различными физико-механическими свойствами. Длина таких зон - до 1,0-3,0 км; мощность - десятки, иногда сотни м; размах - до 1,0 км и более. Примеры месторождений – Лепанто на Филиппинах, Аши (Axi) на северо-западе Китая, Ашиктас в Центрально-Казахстанском девонском ВПП [5,9,10].

Эпимеральное энаргит-золотое месторождение Лепанто, расположенное в даттах неогена, представлено пологозалегающей минерализованной залежью гидротермалидов длиной 3,0 км и мощностью до первых сотен м, контролируемой разломом Лепанто юго-восточного направления. Для месторождения характерны: ассоциация массивных и пористых кремнистых пород (монокварциты внутренней зоны), гипогенная продвинутая

аргиллизация, алунит, пирофиллит, сульфосоли Cu (энаргит, люценит), селениды, теллуриды, оловосодержащие минералы. Обрамление эпимеральных руд сложено пропилитами и пропилитизированными породами. По данным гомогенизации газовождиковых включений, месторождение формировалось при Т 280-160 °С. Важно подчеркнуть тесную пространственную и временную ассоциацию эпимеральных Au-Cu руд Лепанто с мезотермальным Cu-Au порфировым оруденением [9]. Линейная залежь Лепанто перекрывает глубже расположенное Cu-Au порфировое тело FSE (Far-Southeast), прослеженное по вертикали более чем на 1000 м. Метасоматиты и порфировое оруденение FSE концентрически распределены относительно интрузива меланократовых диоритовых порфиридов. Порфировые Cu-Au руды, обогащенные магнетитом, локализуются в гидротермально измененных породах. Внутреннее K-Si метасоматическое ядро (биотит, кварц) вверх по разрезу и на флангах сменяется иллит-хлоритовыми гидротермалитами и поздними кварц-иллит-сульфидными и ангидритовыми жилами. В зоне перехода от FSE к Лепанто развиты аргиллизиты (каолинит, пирофиллит, алунит, диаспор). Брекчевая труба, рассекающая по вертикали месторождение FSE, в верхней части содержит эпимеральные руды, в нижней – порфировые. Генетическое родство, сихронность формирования, близкий вещественный состав Лепанто и FSE обоснованы минералого-геохимическими и изотопно-геохимическими исследованиями [9]. Суммарные запасы Au составляют более 550 тонн, Cu – более 3,6 млн тонн.

В Казахстане высокоперспективной на выявление Au-Cu месторождений подобного типа является территория Северного Прибалхашья. В разнообразных породах Прибалхашско-Илийского ВПП широко развиты массивы вторичных кварцитов с золотой, медной, полиметаллической и сурьмяно-рутной минерализацией, которые формировались по сценарию Лепанто-FSE (смешение ювенильных термальных рассолов с грунтовыми водами, последующее взаимодействие новообразованного раствора с породами субстрата). Описание состава, структурной позиции, зональности и продуктивности вторичных кварцитов Северного Прибалхашья приведено в [6].

Крупное ЭМЗ Ачи находится в Китае, в автономном районе Синьцзян, в 100 км на восток от государственной границы Казахстана с Китаем. Оно располагается в Туласусской терригенно-вулканогенной впадине каменноугольного возраста [10]. Рудоконтролирующий вулканический аппарат центрального типа Ачи, разбитый кольцевыми и радиальными трещинами, сложен андезитами, дацитами, лавобрекчиями, агломератами, туфами, субвулканическими телами и дайками среднего и кислого состава. Метасоматическая зональность рудных зон (от периферии к центру): пропилиты и пропилитизированные породы – кварц-серicitовые метасоматиты и аргиллизиты – околоврудные интенсивно окварцованные породы – рудная зона окварцевания и сульфидизации (рис. 1). Главное рудное тело субмеридионального направления (94 % запасов золота), локализованное в лавобрекчиях нижнего карбона, контролируется западным бортом кольцевой структуры. Оно фиксируется гамmasпектрометрической аномалией (калиевый и U+K+Th+Na каналы). Длина рудного тела более 1,0 км, мощность 11-15 м (в раздувах до 25-35 м), вертикальный размах 450 м, падение на восток под углами 55-85 °. Среднее содержание золота 5,8 г/т. Рудные минералы – самородные золото и серебро, электрум, пирит, марказит, магнетит, гематит, пирротин, арсенопирит, борнит, халькопирит, сфалерит, галенит, тенантит, тетраэдрит, пирапирит. В зоне окисления присутствуют лимонит, ярозит, пиролюзит, церуссит, малахит, керарагирит. Нерудные минералы – кварц, халцедон, монтмориллонит, каолинит, иллит, серцит, адуляр, барит, карбонаты, хлорит. Руды жильно-прожилковые, прожилково-вкрашенные, вкрашенные; текстуры плотная, брекчевид-

ная, полосчатая, пятнистая, колломорфная. Возраст формирования месторождения, по изотопно-geoхимическим данным, 324 - 338 млн лет (ранний карбон, визе), температура образования руд, по газовождким включениям в кварце, – 120-180 С° [10].

Элементный состав руд – Au, Ag, Sb, Hg, Se, Bi, As, Pb, Zn, Cu, Mo, Ni, Co и др. С золотом тесно коррелируют Ag, Sb и Bi. Во фронтальной зоне накапливаются Hg, Sb и Se, в стволовой – Au, Ag, As и Bi, в тыловой – Pb, Zn, Cu, Ni, Co.

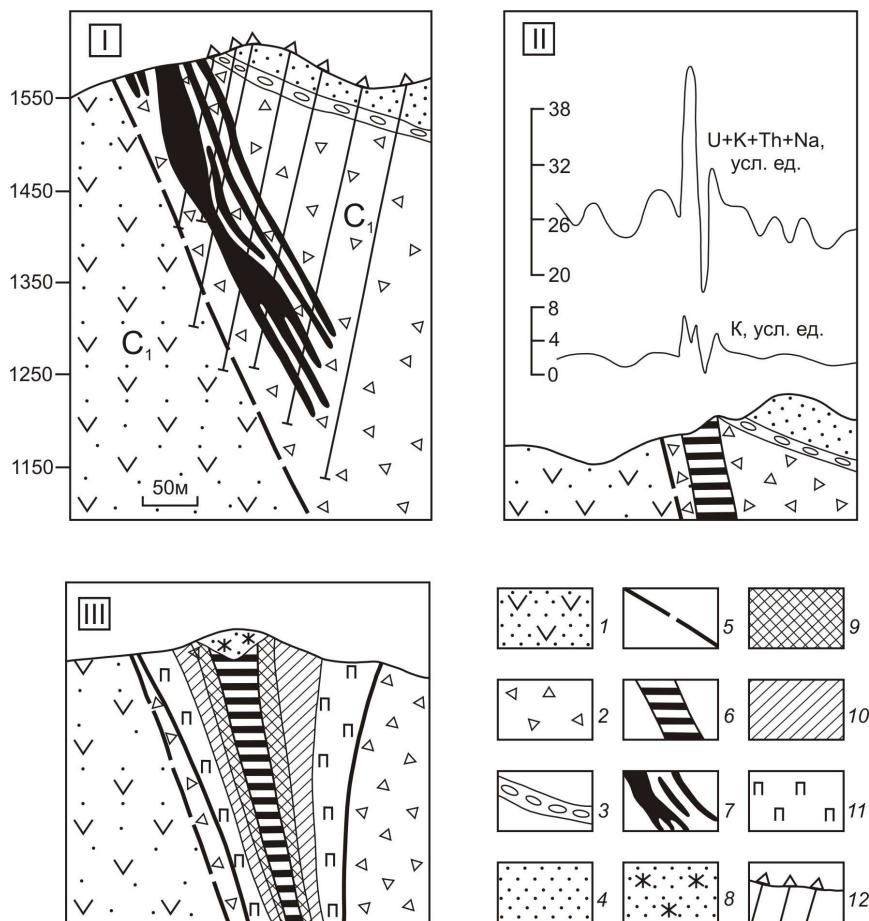


Рисунок 1 - Эпитетермальное золоторудное месторождение Аши на северо-западе Китая: I – геологический разрез; II – геолого-геофизический разрез по данным гамма-спектрометрии (U+K+Th+Na и калиевые каналы); III – модель метасоматической зональности (по [10]): 1-4 – отложения C₁ возраста: 1 – андезиты, дациты, агломераты, туфы, 2 – лавобрекции, 3 – конгломераты, 4 – песчаники; 5 – разломы; 6 – рудная зона; 7 – золоторудные тела; 8 – зона окисления; 9 – интенсивно окварцованные породы; 10 – аргилизы, кварц-серциновые метасоматиты; 11 – пропилиты; 12 – скважины

Золоторудное месторождение Ашикта находится в Северной Бетпакдале, в Сасырлыкском сегменте Центрально-Казахстанского девонского ВПП. Оно выявлено в начале 90-х годов прошлого столетия геологами АО Степгеология и ВСЕГЕИ.

Площадь месторождения сложена вулканогенными (риолито-дациты, туфы кислого состава) и вулканогенными-терригенными (туфоалевролиты, туфопесчаники, туфоалев-

роаргиллиты) отложениями среднего девона, прорванными субвуликаническими телами фельзит-порфиров. Рудная зона представлена линейным штокверком жильного, жильно-прожилкового и метасоматического окварцевания мощностью до 10-30 м и протяженностью не менее 1,5 км. Основные рудоконтролирующие элементы – висячий бок зоны милонитизации с трещинами оперения восток-северо-восточного направления и плоскость контакта грубо- и мелкообломочных литокристаллических туфов (рис. 2). Простирание штокверка в целом широтное, падение кроткое ($75\text{--}80^\circ$) на север, северо-запад. Окварцевание неравномерное: от единичных трещин до полного замещения исходной породы. Кварцу сопутствуют серицит, адуляр, альбит, хлорит, барит.

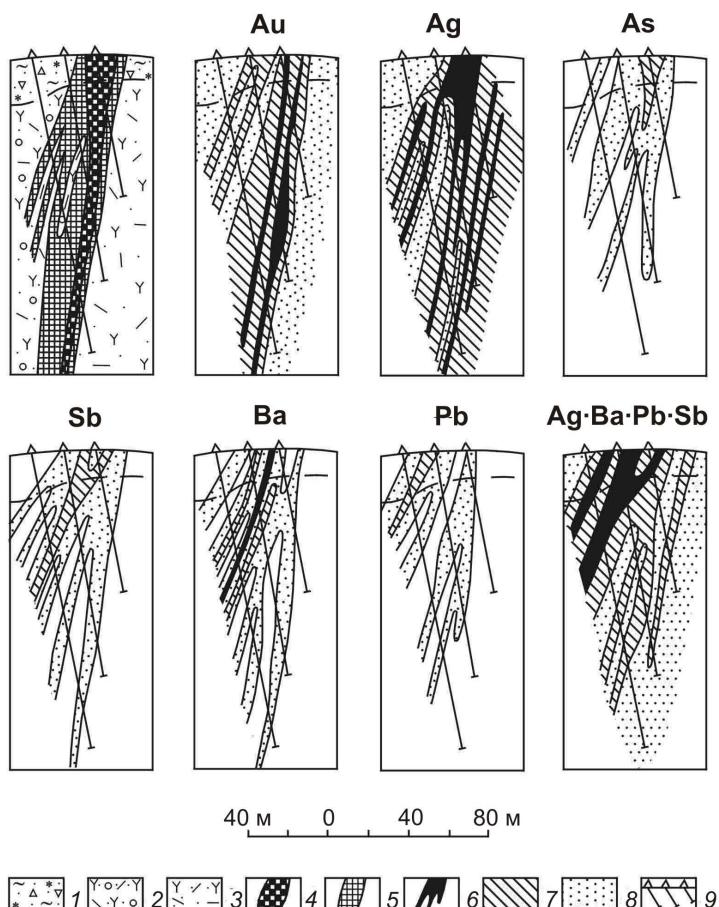


Рисунок 2 - Эпимеральное золоторудное месторождение Ашиктас в Центрально-Казахстанском девонском ВПП. Распределение эндогенных ореолов Au, Ag, As, Sb, Ba, Pb и geoхимического показателя Ag·Ba·Pb·Sb в геологическом разрезе: 1 – кора выветривания; 2-3 – пропилитизированные туфы риолито-дацитов: 2 – грубозернистые, 3 – тонкозернистые; 4-5 – золотоносные фации вторичных кварцитов: 4 – монокварцитовая, 5 – кварц-сериицитовая; 6-8 – концентрации элементов: 6 – Au 5,0 г/т и более, Ag 10-30 г/т, Ba 1,0-3,0 %, 7 – Au 1,0-4,9 г/т, Ag 5,0-9,9 г/т, As 0,03-0,1 %, Sb 0,006-0,02 %, Ba 0,3-0,9 %, Pb 0,01-0,03 %, 8 – Au 0,1-0,9 г/т, Ag 1,0-4,9 г/т, As 0,01-0,025 %, Sb 0,0025-0,005 %, Ba 0,1-0,25 %, Pb 0,003-0,009 %; значения geoхимического индекса Ag·Ba·Pb·Sb (в усл. ед.): 6 – более 100, 7 – 10-100, 8 – менее 10; 9 – скважины

Руды убогосульфидные (сульфидов до 1-2 %). Рудные минералы – самородные золото и серебро, пирит, арсенопирит, сфалерит, галенит, аргентит, блеклая руда, акантит, теллуриды золота и серебра, штернбергит, халькопирит, халькозин, ковеллин, марказит, молибденит, шеелит, кассiterит.

Распределение золота - неравномерное, кустовое. Преобладает свободное высокопробное золото скорлуповато-натечной, пластинчатой, чешуйчатой, комковой, интерстициальной форм. Подчиненными являются пылевидная и субмикроскопическая формы, связанные с пиритом, арсенопиритом и теллуридами.

Рудоносная зона сопровождается эндогенными ореолами шириной до 120-150 м. Наряду с Au, Ag, Pb, Ba, Sb, As и другими индикаторами ЭМЗ, в рудах и ореолах проявлена литофильтальная ассоциация (W, Mo, Be). Элементы подразделяются на высококонтрастные (Au, Ag), умеренно контрастные (Ba, As, Sb, Pb, W, Bi, Co) и слабоконтрастные (Zn, Be, Mo, Ni, Co). Осевая геохимическая зональность: Cu, Co, W, Au – Ni, Mo, Bi – As, Ag, Sb. Максимальные значения индекса Ag·Ba·Pb·Sb фиксируют висячий бок рудной зоны. Золото наиболее тесно связано с серебром.

Месторождение Ашиктас – это выдержаный по простиранию линейный штокверк с бедными рудами (золота 1-4 г/т), но значительными запасами, которые могут быть рентабельно отработаны на основе кучного выщелачивания. О возможности применения метода кучного выщелачивания свидетельствуют минералого-технологические характеристики руд (А.Ф. Сметанников и др., 1993): простота состава исходного материала (преобладает кварц), высокая его проницаемость (как в исходном виде, так и дробленом до мелких классов выхода), преобладание мелкого золота.

Эксплозивные рудоносные брекчии (ЭРБ). ЭРБ – важнейший морфологический тип крупных золотых, Au-Ag и Au-Te месторождений: Крипл-Крик (США), Портгера (Папуа-Новая Гвинея), Кочбулак (Узбекистан), Роши-Монтана (Румыния), Эмперор (Фиджи) и др. Тела ЭРБ формируются на высокопроницаемых участках (перегибы и сочленения разрывов, круглогружающиеся субвулканические штоки и дайки, жерла вулканов и т.д.), которые на значительной глубине предположительно связаны с рудными очагами [2,7,8]. Это взрывные струйные продукты, которые предваряли рудный процесс или были синхронны рудообразованию. Длительно существовавшие и тектонически деформированные брекчии в некоторых случаях концентрируют десятки и сотни тонн золота.

Классическое месторождение Крипл-Крик в штате Колорадо (США), известное с середины XIX века, размещается в тектонической кальдере (6,5x3,2 км) палеоген-неогенового возраста, наложенной на докембрийские граниты [2,8]. Кальдера выполнена конгломератами, песчаниками, алевролитами, туфами, туфобрекчиями латит-фонолитового состава, прорванными эксплозивными трубками, дайками основных и щелочных пород, рудоносными кварцевыми жилами и прожилковыми зонами. Вертикальное тело фонолитовых брекчий Кressonov раздув, сформировавшееся в диапазоне 29-27 млн лет, дало более 500 тонн золота. Сечение Кressonova раздува – до 150x210 м, глубина отработки – более 600 м (рис. 3). Жильные компоненты – кварц и халцедон (60 %), флюорит, доломит, анкерит (до 20 %), адуляр, кальцит, целестин. Рудные минералы – самородное золото, теллуриды (калаверит, сильванит, креннерит, петцит, гессит), пирит, гематит, галенит, сфалерит, тетраэдрит, антимонит, киноварь. Среднее содержание золота на месторождении – 10-12 г/т, в рудоносных брекчиях – до сотен г/т.

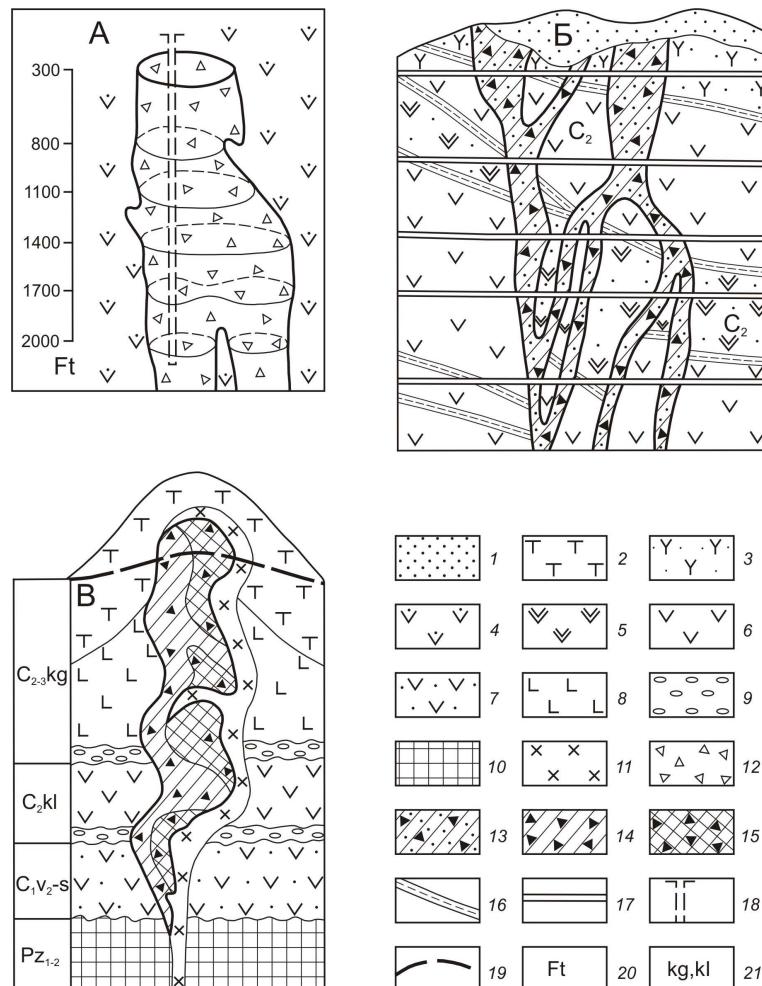


Рисунок 3 - Эксплозивные золотоносные брекчии месторождений Крипл-Крик в Северной Америке (А), Кочбулак в Узбекистане (Б), Таскора в Казахстане (В) (по материалам В. Линдгрена [2, 8], Г.Е. Завьялова [7], А.Б. Диарова [1]): 1 – рыхлые мезокайнозойские отложения; 2–9 – вулканогенно-терригенные отложения: 2 – трахириолитовая покрышка; 3 – трахидациты, 4 – вулканогенно-терригенная латит-фонолитовая формация, 5 – трахиандезиты, 6 – андезиты, дациты, андезито-дацитовые порфиры, 7 – туфы андезитов, андезито-дацитов, туфопесчаники, 8 – базальтовые, андезито-базальтовые порфиры, 9 – базальные конгломераты; 10 – дислоцированный ранне-среднепалеозойский фундамент; 11 – дайки кварцевых диоритовых порфиридов; 12 – золотоносные брекчии Крессонова раздува на Крипл-Крике; 13 – золотоносные брекчевые тела месторождения Кочбулак; 14–15 – брекчии месторождения Таскора: 14 – с рядовыми и бедными рудами, 15 – с богатыми рудами; 16 – пологозалегающие рудные зоны Кочбулака; 17 – штольневые горизонты; 18 – шахта; 19 – линия современного эрозионного среза (Таскора); 20 – футы; 21 – свиты: kl – калмакэмельская, kg – керегетасская

На золото-серебряном месторождении Поргера в Папуа-Новой Гвинее (Au 300 т, Ag 800 т) ЭРБ контролируются узлами пересечения разноориентированных трещинных пучков и зон (Е.М. Некрасов, М. М. Константинов и др.). Интрузивно-субвулканическая система Поргера, образовавшаяся в интервале семь с половиной - полтора млн. лет, сложена

штоками, дайками, силами диоритов, андезитов, полевошпатовых порфиров. Вмещающие породы представлены углеродистыми и известковистыми глинистыми сланцами с подчиненной ролью черных граувакк и осадочных брекчий. Трубы ЭРБ развивались в интрузивах, на контактах субвулканических штоков и в осадочной толще. Это брекчии дробления, состоящие из угловатых, полуокатанных и округлых обломков вмещающих пород, сцепментированных кварц-карбонат-сульфидным агрегатом. С ними связаны богатые штокверковые и прожилково-вкрашенные руды. В ЭРБ средние содержания золота 30-40 г/т, что в 5-10 раз выше рядовых концентраций. Крупная залежь Варувари имеет длину 600 м, ширину до 400 м, мощность (вертикальный диапазон) более 500 м. Гидротермальные изменения пород – серицитизация, карбонатизация, окварцевание, аргиллизация. Самородное золото ассоциирует с пиритом, сфалеритом, галенитом, тетраэдритом, арсенопиритом, теллуридами и сульфосолями серебра. По Дж. Ричарду и Р. Рериху (1993), на месторождении выделяются: 1) стадия вкрашенного золотоносного пирита с небольшим количеством золота в ассоциации с сульфидами цветных металлов, 2) локальная стадия богатых выделений свободного золота и Au-Ag-теллуридов с роскоэлитом, пиритом, баритом в брекчиях и полосчатом жильном кварце. Месторождение Поргера формировалось в два этапа. Первоначально оно развивалось по медно-порфировой модели, при которой ранняя ассоциация пирита продуцировалась магматогенными флюидами. Дальнейшая активизация разрывных структур привела к вскрытию остаточных очагов, взаимодействию флюидов с метеорными водами, эксплозивным явлениям, формированию эптермальных руд жильно-штокверкового и вкрашенного типов.

Месторождение золота Кочбулак находится в Бельтау-Кураминском ВПП (Узбекистан) в одноименной кальдере размером 8,5x6,5 км, ограниченной системами дуговых разломов, субвулканических и экструзивных тел, даек диабазовых порфиритов. Слагающие кальдеру вулканогенно-терригенные отложения среднего карбона (андезиты, дациты, трахиандезиты, трахиандезито-дациты, туфы, вулканомиктовые песчаники, гравеллиты) имеют центриклинальное падение. Метасоматиты подразделяются на дорудные пропилиты и вторичные кварциты,rudosoprovождающие кварц-серийт-карбонатные породы и аргиллизиты, пострудные карбонат-хлоритовые изменения [7]. Выделяются три морфогенетических типа рудных тел: 1) линзы и пластовые залежи в пологопадающих субсогласных трещинах отрыва, 2) секущие крутопадающие жильные тела в трещинах скола и отрыва, 3) трубо- и древообразные крутопадающие ЭРБ. Трубы взрыва содержат кварц, серицит, мусковит, андалузит, галлуазит, диаспор, глинистые минералы.

Эксплозивно-брекчевые тела имеют изометричную или неправильную форму. Диаметр ЭРБ - до 40 метров, редко в раздувах - до 120÷150 м, глубина распространения - более 400 м (рис. 3). Для них характерны кустовое размещение, рвущие контакты, брекчирование, наличие рудных столбов нескольких порядков. Они сложены полимиктовой брекчией, сцепментированной глиноподобным материалом и скрепленной каркасом кварцевых жил и прожилков. Обломки брекчии несут признаки коррозии и инкрустации с образованием кокардовых и полосатых структур. Богатые ЭРБ (максимальные содержания золота - до 1,5 кг/т, средние концентрации Au - 46 г/т, Ag - 200 г/т) приурочены к участкам развития кварцевых столбов и «струй». Рудные минералы (от первых % до 15-20 %) – самородное золото, сульфиды Fe, Cu, Pb, Zn, теллуриды, сульфосоли, окислы. В брекчиях преобладают пирит, теннантит, тетраэдрит. На верхних горизонтах отмечаются голдфилдит и фаматинит. Теллуриды – алтайт и гессит, подчинены калаверит, сильванит и петцит. Редки колорадоит, мелонит, риккардит, фробергит, штютцит, эмпрессит. Само-

родное золото образует срастания с кварцем, блеклыми рудами, сульфидами и теллуридами. Основная масса золота (90-95 %) представлена самородной формой, менее 10 % связано с теллуридами. Размер выделений самородного золота 0,01-0,2 мм, редко до 1-2 мм и крупнее, формы комковидная, губчатая, пластинчатая, ксеноморфная, глобулярная. Проба золота от 380 до 995. Высокой пробой обладает золото ранних генераций, более низкопробное ассоциирует с блеклой рудой, халькопиритом, гесситом.

Месторождение Кочбулак – эталон ЭРБ в Центрально-Азиатском регионе. В малых по размеру брекчийных телах сконцентрировано 40 % запасов золота.

Эпимеральные месторождения золота Казахстана также образуют тесные пространственно-временные соотношения с эксплозивными брекчиями. ЭРБ известны в Центрально-Казахстанском девонском и Прибалхашско-Илийском позднепалеозойском ВПП, где они с различной детальностью изучались А.Б. Диаровым, Н.А. Фогельман, В.А. Оправхатом, В.А. Нарсеевым, Н.Г. Калиниченко и др. По возрасту формирования они подразделяются на девонские, каменноугольные и пермо-триасовые [1,3,4].

Характеристике ЭРБ *девонского возраста* посвящена работа В.А. Оправхата [4]. ЭРБ развиты в широтном сегменте девонского ВПП, на территории Майкаин-Баянаульского и Сарысу-Тенгизского рудных районов, на золото-кварц-турмалин-сульфидных месторождениях Уштаган, Шешенкара, Железная и Кварцитовая Горки, Арлан и др. В плане ЭРБ имеют изометричную, овальную, неправильную форму, в разрезе – трубчатую, столбообразную. Вмещающие породы представлены нижне-, средне- и верхнедевонскими покровами андезитов и риолитов, прорванными субвулканическими и гипабиссальными малыми интрузивами и дайками пестрого состава, жерлами вулканов, эксплозивными телами. Вулканогенные и интрузивные образования, трубы взрыва подвержены пропилитизации, окварцеванию, баритизации, серицитизации, аргиллизации, турмалинизации, сульфидизации. Метасоматиты содержат хлорит, эпидот, карбонаты, халцедон, алюнит, каолинит, диккит. Типоморфные рудные минералы (до 15-20 %) – самородное золото, пирит, арсенопирит, висмутин, халькопирит, молибденит, галенит, сфалерит, блеклые руды, энаргит, буланжерит. Рудные тела – изометричные или линейные штокверки, прожилково-вкрашенные зоны, системы кварц-сульфидных жил.

Приведем описание ЭРБ *месторождения Уштаган*, сложенного вулкано-плутонической ассоциацией пород D₂ возраста (кварцевые риолиты и их туфы, субвулканические тела кварцевых плагиогранит-порфиров). Рудоносная брекчия представляет собой раздробленное магматическое тело плагиопорфиров, имеющее в плане треугольную форму с длиной стороны 1,2 км, склоняющееся на северо-восток (75-80°). Эксплозивный аппарат осложнен зоной дробления северо-западного направления. Богатое оруденение представляет собой штокверк сульфидных, кварц-сульфидных и кварц-турмалин-сульфидных жил и прожилков в окварцованный, серицитизированной и турмалинизованной основе. Золото - тонкодисперсное и мелкое, связанное с поздними сульфидами и кварцем (золото-пиритовая, золото-кварц-полиметаллическая, золото-халцедоновая ассоциации). Формы золотин – неправильная, округлая, пластинчатая, проволочкообразная, каплевидная.

Подобные взрывные сооружения отмечаются в южной части девонского ВПП на территории Мынаралской вулкано-тектонической депрессии. В центральной части *вулкана Актюбе* располагаются брекчированные девонские экструзивы кварцевых и фельзитовых порфиров, рвущие горизонтально залегающие туфы кислого состава. Гидротермальные изменения пород – карбонатизация, серицитизация, окварцевание, баритизация. Ранняя золото-кварц-пирит-арсенопиритовая ассоциация проявлена в некках и прижерловых ту-

фах. Кварц (10-12 %) - светлосерый друзовый, шестоватый, часто халцедоновидный, цементирует минерализованные обломки брекчии, а также образует ветвящиеся жилки. Кубический и пентагондодекаэдрический пирит (5-10 %) содержит включения самородного золота и арсенопирита. Мелкие кристаллы арсенопирита имеют игольчатую и шестоватую формы. Размер выделений самородного золота в кварце 0,05-0,15 мм.

Поздняя золото-серебро-сульфосольно-полиметаллическая ассоциация (барит, карбонат, кварц, самородное золото, пирит, полиметаллические сульфиды, сульфоантомониты, киноварь), наложенная на раннюю ассоциацию, формирует золото-сереброносные штокверки. Самородное пылевидное и пластинчатое золото (проба 675-761) локализуется в жилках кварца. Отношение Au/Ag до 1:200.

ЭРБ каменноугольного возраста длительное время изучались А.Б. Диаровым в Северном Прибалхашье на примере Таскоринского рудного района. Систематизация более десятка эксплозивных сооружений (Таскоринское, Музбельское, Алтынтауское, Кургантаское, Кызылтаское, Сарытаское, Тузское, Шарыкское и др.) позволила автору выделить признаки их сходства: многоэтапность формирования и закономерная позиция в эволюционном ряду позднекерегетасского дифференцированного магматизма (C_3), связь с разломами и экранирующими структурами, отчетливое выражение в полях силы тяжести, телескопированность минеральных ассоциаций, единая геолого-промышленная специализация (золото-адуляр-кварцевый тип) [1].

Таскоринское рудно-эксплозивное сооружение находится в центральной части одноименного района, в северо-восточном борту Даулетбайской тектономагматической структуры, на сочленении северо-западных и широтных разломов второго порядка. Это куполовидное поднятие, сложенное дифференцированными вулканитами калмакемельской и керегетасской свит (лавы, туфы, субвулканические тела андезито-дацитов, андезито-базальтов, туфы, туфобрекции трахириолитов). Завершающая разрез «трахириолитовая покрышка» выполняла роль литологического барьера и структурного экрана по отношению к рудоносным эксплозиям (рис. 3).

Эксплозивные брекчии – основной промышленный тип концентраций золота – распределены вдоль Байгоринской тектонической зоны субширотного простирания протяженностью 4,0 км. Выделяются Западный, Центральный и Восточный эксплозивные аппараты размерами в плане соответственно 500x400 м, 50x50 м и более 1000 м. Восточный аппарат, совпадающий с Таскоринским эпимеральным месторождением, располагается в южной части кольцевой субвулканической интрузии риолито-дацитов. Продуктивная стволовая зона аппарата (центр месторождения) заужена к западу и на глубину. На востоке рудоносный клин ограничен разломом северо-западного простирания, на севере и юге – субширотными разрывами Байгоринской зоны.

Выделяются четыре этапа эксплозивного брекчирования. Дорудные брекчии первого этапа развиты по периферии Восточного аппарата. Состав округлых обломков (первые см) – окварцованные и серicitизированные дацитовые порфириты, реже – основные эфузивы. Пелитоморфная связующая масса замещена хлорит-серicit-кварцевым агрегатом.

Брекчии второго (рудного) этапа – малоглубинные гидротермально-флюидно-эксплозивные образования с высокой перемешанностью пород различного состава (размер последних до нескольких м в сечении), интенсивным метасоматозом (окварцевание, серicitизация, адуляризация), глубокой пропиткой рудным веществом (самородное золото, пирит, халькопирит, молибденит, арсенопирит, сфалерит, галенит, алтait, теллуро-

висмутит). Обломки от остроугольных до округлых, цемент адуляр-кварцевый (кварца до 90-95 %). Характерны полосчатость, колломорфные текстуры, микро-криптозернистые структуры. Пробность золота снижается от ранних генераций к заключительным (от 930 до 620).

Поздние брекчии (по А.Б. Диарову, образования третьего и четвертого этапов) локально накладываются на предшествующие эксплозии. Обломки сложены ранними брекчиями, цемент туффизитовый, железисто-кремнистый.

Рудные эксплозии *пермо-триасового возраста* выделены В.А. Нарсеевым, Г.Б. Левиным [3] на золото-серебро-адуляр-кварцевом месторождении Архарлы, находящемся в Джунгарском сегменте Прибалхашско-Илийского ВПП. Площадь сложена туфогенно-осадочными и эфузивно-пирокластическими образованиями андезито-базальтового и трахиандезито-базальтового состава, субвулканическими телами диоритов и диоритовых порфириотов, некками трахириолитов. На месторождении известно 200 кварцевых жил, сопровождаемых зонами пропилитизации, серицитизации, пиритизации, окварцевания и адуляризации. Нерудные минералы – кварц (50-90 %), адуляр (до 25 %), аметист и халцедон (до 30-35 %), серицит, карбонаты и барит (до 5-10 %). Рудные минералы (до 2 %) – самородное золото, электрум, аргентит, пирапирит, кюстелит, пирит, полиметаллические сульфиды, фрейбергит, тетрадимит, киноварь. Среднее содержание золота 8,8 г/т (в бонанцах до 1200 г/т), серебра 158 г/т (в бонанцах 12 кг/т). Самородное золото наблюдается в кварце в виде зерен, вкраплений, прожилков (проба 630-750). Отношение Au/Ag – от 1:10 до 1:50.

Эксплозивные брекчии Архарлы подразделяются на дорудные, рудные и пострудные. Дорудные брекчии (с карбонатом, кварцем, адуляром) отмечаются в изометричных телах андезитов. Синрудные брекчии развивались стадийно. Первоначально сформировались жильные системы, в которых обломки пропилитизированных андезитов и туфов сцементированы slabозолотоносным кварцем. Более поздние струйчатые тела брекчированных вулканитов с рядовыми содержаниями золота пронизаны адуляр-кварцевым агрегатом. Богатые руды заключительной стадии локализованы в мелких трубках, в которых обломки предшествующих брекчий связаны кварц-полисульфидной массой. Пострудные брекчии (линзы, неправильные тела) характеризуются барит-кварц-карбонатным цементом.

Сравнительный анализ обнаруживает черты подобия эталонов ЭРБ мирового уровня и разновозрастных казахстанских ЭМЗ. Очевидна целесообразность возобновления в республике геологоразведочных работ на недостаточно изученных полях и месторождениях. Ревизии должны быть подвергнуты девонские трубы взрыва в Майкаин-Баянаульском, Сарысу-Тенгизском, Мынаралском и других районах Центрального и Южного Казахстана (Уштаган, Шешенкара, Кварцитовая Горка, Актюбе и др.). Потенциал Таскоринского района с рудами каменноугольного возраста будет значительно усилен при оценке уже известных ЭРБ, а также в результате выявления «скрытых» эксплозий в опущенных тектонических блоках [1]. Открытия крупнообъемных руд (штокверки, столбы, минерализованные зоны) ожидаются в брекчийевых сооружениях Р-Т возраста (Южная Джунгария).

На основании вышеизложенного предлагаем следующие выводы и рекомендации. Недра Казахстана обладают высоким потенциалом на обнаружение широкого спектра нетрадиционных ЭМЗ (типы Крипл-Крик, Лепанто, Аши, Поргера и др.).

Металлогеническая особенность ЭМЗ – парагенезис и «геохимическое родство» с золото-медно-молибден-порфировыми, серебро-свинцово-цинковыми, сурьмяно-ртутными малоглубинными объектами. Тесные сочетания ЭМЗ с другими рудными формациями характерны для обширных ВПП длительного развития. В островных дугах, тыловых

рифтах и наложенных впадинах оруденение имеет золото-серебро-полиметаллическую специализацию (с Ba, Sb, As, Hg). Эптермальные объекты, локализованные в блоках докембрия повышенной сиаличности, обогащены W, Bi, Sn. Индикаторами многих ЭМЗ являются Se и Te. Изменчивость состава эптермальных руд и телескопированность ассоциаций подлежат обязательному учету при ревизии геохимических аномалий, разбраковке недостаточно изученных месторождений.

Одна из первоочередных задач металлогении ЭМЗ – создание современного пакета моделей рудообразующих систем, формирование надежных прогнозно-поисковых комплексов, выход на новые способы оценки масштабности месторождений. Данный пакет должен включать: 1) модели абстрактные геолого-генетические, 2) модели зарубежных эталонов, 3) частные модели, адаптированные к условиям Казахстана. Особого внимания заслуживают гидротермальные изменения пород – опорный элемент структуры ЭМЗ, «чуткий» индикатор механизма образования руд, показатель типа промышленной минерализации. Систематика и всестороннее изучение метасоматитов – база для объемного анализа ЭМЗ, выявления новых связей между различными типами месторождений. Как составная часть рудных формаций метасоматиты группируются в эволюционные ряды (монокварциты, аргиллизиты, кварц-адуляровые породы, серицитолиты, филлизиты, турмалиниты и т.д.), отражающие последовательность, длительность и продуктивность эптермального процесса. Крупным месторождениям присущи закономерные соотношения и структурированность гидротермалитов, значительная вертикальная протяженность метасоматической колонны (до 1,0-1,5 км), и это во многом определяет выбор приоритетных критерий.

Актуальная задача – реанимация потенциала массивов вторичных кварцитов как нового (точнее давно забытого) источника золота и сопутствующих элементов. Среди вторичных кварцитов особый интерес представляют массивы с признаками оруденения комбинированного эптермально-порфирового типа. В Северном Прибалхашье выделено около 30 таких тел (Каргалинская, Кызылтасская, Бестобинская, Уштобе-Науразбайская и другие вулканоструктуры) [6]. Переоценка на золото также подлежат вторичные кварциты с полиметаллической, ртутной, сурьмяно-ртутной и мышьяковой минерализацией (Кызылкайнар, Наурызбай, Итауз и др.).

Самостоятельное направление должно быть посвящено совершенствованию технологии картирования и оценки эксплозивных брекчий. Важно развить существующий задел в данной области (П.Ф. Иванкин, А.Б. Диаров, Н.А. Фогельман, В.А. Нарсеев, Л.К. Алексеева и др.), возобновить обобщение материалов по отдельным ВПП, вулканоструктурам и вулканическим аппаратам, сформировать передовую классификацию взрывных брекчий (позиция в геофизических и геохимических полях, структурная обстановка, морфология, параметры, вещественный состав, зональность, продуктивность и т.д.). Итогом обобщения явятся заслуживающие оценки конкретные площади и объекты – аналоги крупных эталонов с рудоносными эксплозиями.

Следующее нетривиальное решение заключается в переводе определенной части жильных ЭМЗ с выработанным или ограниченным ресурсом (они пока преобладают в Казахстане) в крупные штокверки и минерализованные зоны с низкими и предельно низкими концентрациями металла. Благодаря новым технологиям переработки минерально-сырья востребованность и экономическая целесообразность освоения такого рода объектов растут с каждым годом. Малозатратными крупнообъемными объектами могут стать минерализованные субвулканические тела, трубки взрыва, системы сближенных

кварцевых жил и даек, совмещения метасоматических фаций, массивы кварцитов и т.д. Перепрофилирование мелких ЭМЗ в разряд средних и, возможно, крупных – это глубокий анализ фоновых и архивных материалов, тщательное изучение объектов в полевых условиях, возобновление геологоразведочных работ, новые технологические и геолого-экономические обоснования. Такие исследования рекомендуется провести в Северо-Бетпакдалинском, Таскоринском, Жонгарском, Мынаралском и других районах.

Список литературы

1. Диаров А.Б. Близповерхностное золотое оруденение Казахстана: Дис. ... доктора геол.-мин. наук. - Алматы, 1997. - 214 с.
2. Константинов М.М. Золоторудные провинции мира. - М.: Научный мир, 2006. - 358 с.
3. Нарсеев В.А. Брекчевые образования золоторудных месторождений /В.А. Нарсеев, Г.Б. Левин // Рудоносные брекчи и их поисковое значение. - Алма-Ата, 1977. - С. 183-203.
4. Оправхат В.А. Золото-кварц-турмалин-сульфидное оруденение в краевом девонском вулканическом поясе Центрального Казахстана: Автореф. дис. ... канд. наук. - Алма-Ата, 1984. - 21 с.
5. Рафаилович М.С. Эптермальные месторождения золота Казахстана // Геология и разведка недр Казахстана. - 1997. - № 5-6. - С.12-18.
6. Рафаилович М.С. Нетрадиционные месторождения золота Казахстана // Руды и металлы. - 2004. - № 2. - С. 25-35.
7. Рудные месторождения Узбекистана. - Ташкент, 2001. - 611 с.
8. Шер С.Д. Металлогения золота (Северная Америка, Австралия и Океания). - М., 1972. - 296 с.
9. Hedenquist J.W., Arribas A.J., Reynolds T.J. Evolution of an Intrusion-Centred Hydrothermal System: Far Southeast-Lepanto Porphyry and Epithermal Cu-Au deposit, Philippines // Economic Geology. - V. 93. - 1998. - P. 373-404.
10. Visiting Axi gold deposit guide // Urumqi Meeting for 2nd stage of international project of Central Eurasia Atlas. China Geological Survey. - 2004. - 9 p.

Получено 9.11.09

УДК 621.762

Б.В. Сырнев
ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск
О.И. Масленников, А.А. Вагнер
АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск

**АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РЕГЛАМЕНТА ДИФФУЗИОННОЙ СВАРКИ КОМПОЗИТА
«БЕРИЛЛИЙ-МЕДЬ-ЖЕЛЕЗО»**

В рамках международного проекта с участием Казахстана ведутся работы по созданию термоядерного реактора ИТЕР. Особое место в конструкции ИТЕР отводится материалам, обращенным к плазме. Для изготовления первой стенки плазменной камеры реактора предусматривается получение термостойких композитов из разнородных материалов: бериллия (Be), медного сплава (Cu), нержавеющей стали (SS). Опыт по созданию подобного композита ограничен. Одним из методов изготовления указанного композита может быть диффузионная сварка.

На начальном этапе разработки технологии диффузионной сварки целесообразно провести теоретическое обоснование технологического регламента для последующей экспериментальной проверки.

Цель работы состояла в проведении аналитических исследований состава, структуры и размера контактных зон (зон консолидации) в модельных диффузионных парах «бе-

риллий-медь» и «медь-железо» в зависимости от температурно-временных условий диффузионной сварки.

При численном исследовании процессов гетеродиффузии элементов определялась концентрация диффундирующего элемента в зависимости от расстояния до начальной границы контакта диффузионных пар. Такая зависимость может быть получена из второго уравнения Фика, которое для одномерного случая и коэффициента диффузии D , не зависящего от концентрации, имеет вид [1]:

$$\frac{dc}{dt} = D \frac{d^2 c}{dx^2},$$

где c – концентрация вещества, x – координата в направлении диффузии, t – время диффузии.

Методически более оправдано представление решений уравнений Фика с использованием относительной концентрации, тогда решение уравнения примет вид:

$$C(x,t) = C_0 [1 - \Phi(\omega)], \quad \Phi(\omega) = \frac{x}{2\sqrt{Dt}},$$

где $\Phi(\omega)$ – функция Крампа, D – коэффициент диффузии, x – глубина диффузии.

Температурная зависимость коэффициента диффузии выражается уравнением:

$$D = D_0 e^{-\frac{Q}{RT}},$$

где R – газовая постоянная, D_0 – предэкспоненциальный множитель, Q – энергия активации.

Для нахождения концентрации диффундирующего вещества на определенном расстоянии от поверхности раздела необходимо определить тип источника диффузанта (постоянный источник, мгновенный источник), который, в свою очередь, определяется из анализа диаграммы состояния контактирующих элементов [2]:

$$C(z) = C(o) \frac{\exp(-z^2) - \frac{\gamma}{\sqrt{\gamma^2 + 1}} \exp(-z^2) \frac{\gamma^2 + 1}{\gamma^2}}{1 - \frac{\gamma}{\sqrt{\gamma^2 + 1}}} - \frac{\sqrt{\pi} z \{ \operatorname{erfc}(z) - \operatorname{erfc}(z \frac{\sqrt{\gamma^2 + 1}}{\gamma}) \}}{1 - \frac{\gamma}{\sqrt{\gamma^2 + 1}}},$$

где $z = \frac{x}{2\sqrt{D\tau}}$, $\gamma = \sqrt{\frac{\tau_2}{\tau_1}}$, τ_1 – время действия постоянного источника, τ_2 – время действия мгновенного источника, $C(o)$ – концентрация диффузанта на границе контакта.

Были проведены численные исследования количественных и качественных характеристик диффузионных швов: концентрации элементов и фазового состава в зоне консолидации диффузионных пар «бериллий-медь» и «медь-железо» при различных температурах и выдержках (рис. 1, 2).

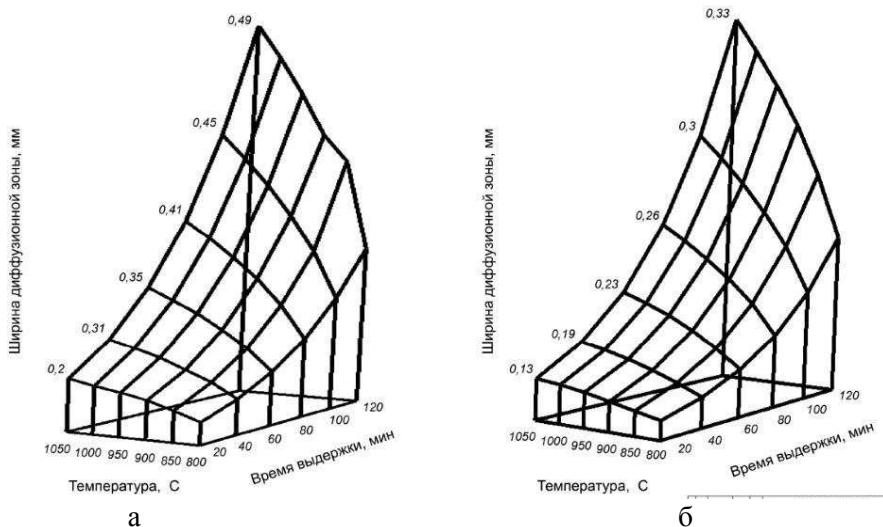


Рисунок 1 – Зависимость ширины диффузационной зоны «Be-Cu» (а) и «Cu-Fe» (б) от температуры и времени диффузационной сварки

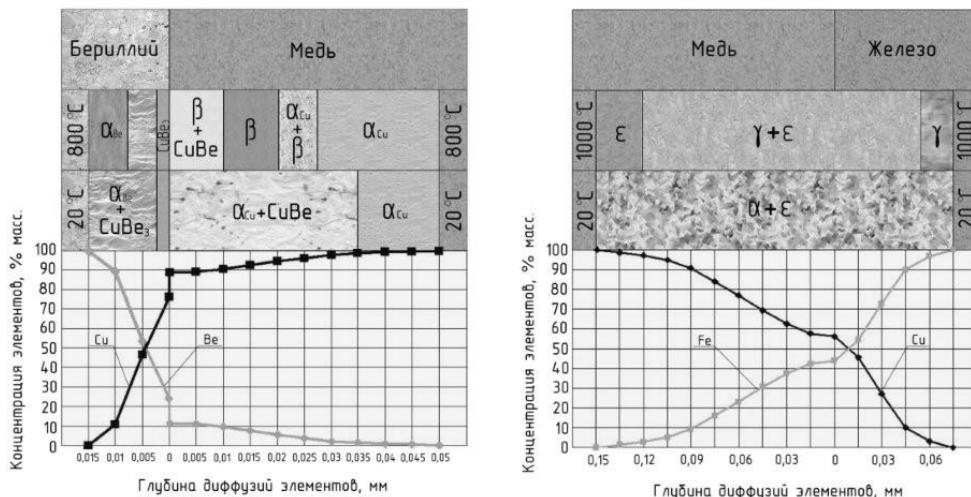


Рисунок 2 – Состав и структура зоны консолидации диффузионных пар «Be-Cu» после диффузионной сварки при 800 °C – 2 ч и «Cu – Fe» - 1000 °C – 2 ч

Анализ результатов диффузионных расчетов концентраций диффузанта в зоне контакта диффузионной пары «Be-Cu» и графических зависимостей показывает, что зона консолидации имеет толщину 65 – 85 мкм, и что с увеличением времени выдержки при заданной температуре увеличивается ширина диффузионного слоя и концентрация диффундирующих элементов.

При этом рост концентрации меди в бериллии в приконтактных зонах на порядок выше, чем бериллия в меди.

При температуре диффузионной сварки диффузионный шов имеет многофазную структуру: твердые растворы на основе бериллия α_{Be} и меди α_{Cu} и β_{Cu} , зона интерме-

таллида CuBe_3 и двухфазные области $\alpha_{\text{Be}} + \text{CuBe}_3$, $\beta + \text{CuBe}$, $\alpha_{\text{Cu}} + \beta_{\text{Cu}}$. При охлаждении происходит уменьшение количества фаз: исчезает фаза β_{Cu} , а зоны твердых растворов на основе меди и бериллия сокращаются. При комнатной температуре сохраняется зона, содержащая интерметаллическое соединение CuBe_3 .

При диффузационной сварке пары «Cu-Fe» образуется зона консолидации толщиной 210 мкм с двухфазной структурой твердых растворов на основе меди и железа. При температуре сварки зона консолидации состоит из твердых растворов меди ε_{Cu} и железа γ_{Fe} и смеси указанных фаз. При охлаждении происходит полиморфное превращение в железе $\gamma \xrightarrow{728^{\circ}\text{C}} \alpha$, а также расширение двухфазной области $\alpha_{\text{Fe}} + \varepsilon_{\text{Cu}}$.

Недостаток прогнозируемого композита состоит в том, что структура зоны консолидации, диффузационной пары «Be-Cu» содержит зону интерметаллида CuBe_3 , что может охрупчивать сварное соединение и, кроме того, толщина соединительной зоны консолидации невелика: 65 мкм. К недостаткам следует отнести также различные температурно-временные режимы сварки двух «стыков» композита, что требует двухстадийности процесса, а значит, - его удорожание.

Для преодоления указанных недостатков на втором этапе были проведены численные исследования одностадийного регламента диффузационной сварки при температуре 900 °C с активирующей прокладкой из никеля (материала, хорошо растворяющегося в бериллии) и циркония (материала с низким сечением захвата тепловых нейтронов) для диффузационной пары «Be-Cu» (рис. 3 и 4).

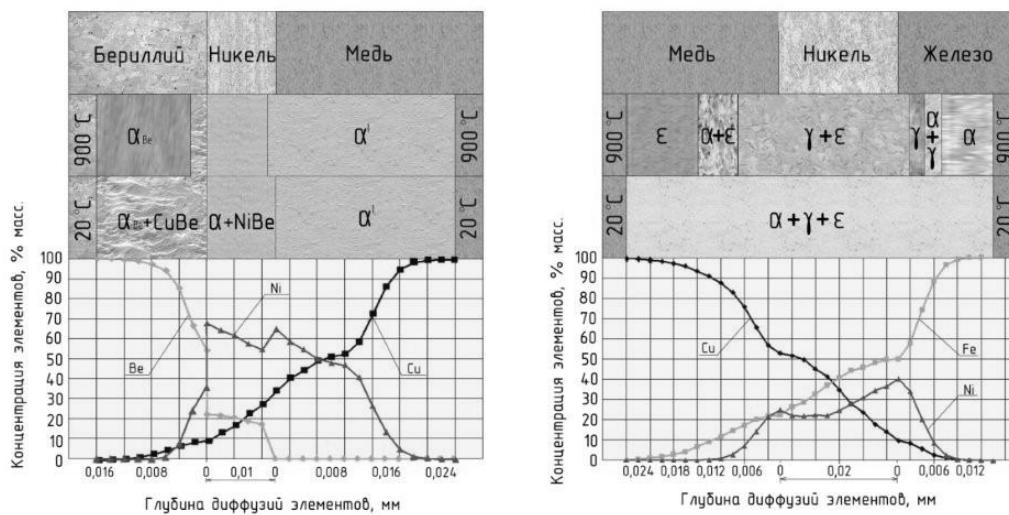


Рисунок 3 – Состав и структура зон консолидации диффузационных пар «Be-Cu» с Ni-прокладкой толщиной 10 мкм и «Cu – Fe» с никелевой прокладкой 20 мкм после диффузационной сварки при 900 °C в течение 1 часа

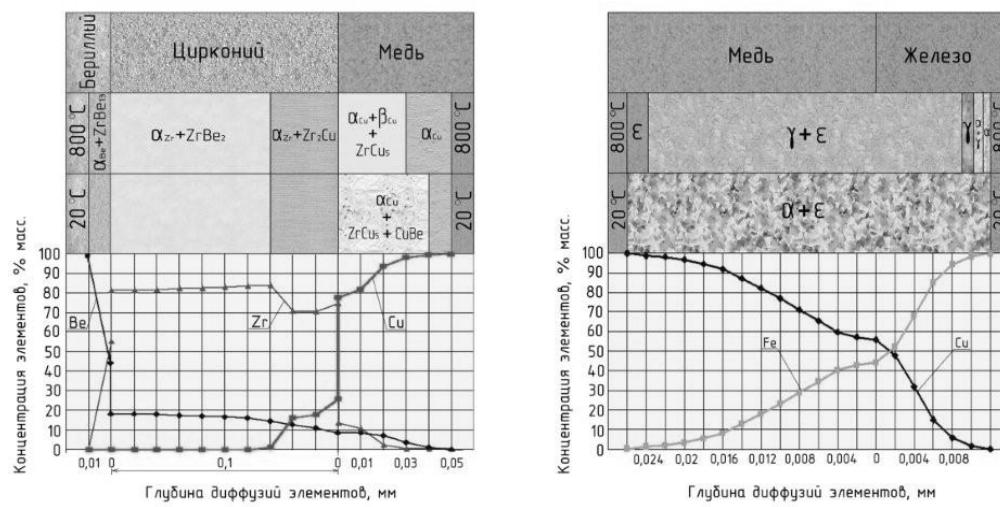


Рисунок 4 – Состав и структура зон консолидации диффузионных пар «Be-Cu» с Zr-прокладкой толщиной 100 мкм и «Cu – Fe» после диффузионной сварки при 900 °C в течение 1 часа

Численные исследования показали, что толщина никелевой прокладки, полностью растворяющейся при выбранном режиме диффузионной сварки сварки, составляет 10 мкм, а циркониевой прокладки - 100 мкм. При этом отсутствует зона интерметаллида CuBe₃, а интерметаллиды «BeCu» и BeZr₁₃ присутствуют в матрице берилля. Ширина зоны консолидации пары «Be-Cu» существенно увеличивается с 65 до 160 мкм.

Таким образом, в результате численных исследований установлено, что использование активирующих прокладок из никеля и циркония позволяет реализовывать более экономичный - одноступенчатый режим диффузионной сварки 900 °C – 1 час, при этом оказывается существенное изменение микро- и наноструктуры диффузионного шва. Для проверки результатов проведенных численных исследований целесообразно провести экспериментальную проверку полученного прогноза качества диффузионной сварки композита на реальных материалах «бериллий-бронза-нержавеющая сталь».

Список литературы

1. Папиров И.И. Структура и свойства сплавов берилля. – М.: Энергоиздат, 1981. – 364 с.
2. Папиров И.И. Диффузионные процессы в бериллии. – М.: Энергоиздат, 1981. – 75 с.
3. Малевский Ю.Б. Сварка давлением бронзы со сталью. – М.: Металлургия, 1981. – 108 с.

Получено 06.02.09

УДК 669.43

О.А. Хан, С.Г. Струнников, В.К. Манашева
ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОЕ ВЫДЕЛЕНИЕ СВИНЦА ИЗ АЗОТНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ

В современной металлургии свинца применяются пирометаллургические способы производства, причем доминирующее положение занимает технология шахтной плавки агломерационных сульфидных свинцовых концентратов, оборотных окисленных и сульфатсодержащих промпродуктов (пыли, кеки, съемы рафинирования свинца).

Удельный вес выплавки свинца в шахтных печах в СНГ составляет около 97 %, в развитых и развивающихся странах 87 % и 9,3 % - в печах «Империал смелтинг».

Несмотря на постоянное усовершенствование стандартной технологии, шахтная плавка имеет ряд существенных недостатков, в том числе:

- необходимость применения сложных энергоемких процессов подготовки сырья к плавке (шихтоподготовка, агломерация), которые сопровождаются значительными выбросами вредных веществ в атмосферу;

- низкий коэффициент использования сырья, не превышающий 40 %;

- большой объем отходящих технологических газов (около 40 тыс. nm^3 на 1т выплавленного свинца) и вентиляционных выбросов (свыше 100 тыс. nm^3 на 1т свинца).

Для свинцовой металлургии особенно злободневным являются вопросы охраны окружающей среды, и значительный интерес могут представлять разработки, направленные на изыскание гидрометаллургического способа получения свинца или его соединений как более безопасного в экологическом отношении, чем применяемые сейчас пирометаллургические методы.

Сложность схемы извлечения свинца из свинцовых концентратов при применении пирометаллургического метода, изобилующего большим количеством операций, осуществляемых в различных агрегатах с протеканием различных сложных процессов, создающих вредные для здоровья людей условия, определяет необходимость изыскания более совершенных путей для переработки комплексного свинецсодержащего сырья. Одним из таких направлений, которое может дать значительное усовершенствование процесса в металлургии свинца, является гидрометаллургический метод переработки свинецсодержащих материалов.

Исследователями различных стран были предложены различные варианты гидрометаллургических способов получения свинца, некоторые из них прошли опытно-промышленную проверку.

Австралийской фирмой предложено свинецсодержащие материалы выщелачивать смесью аммиака и сульфата аммония. Свинецсодержащие растворы затем могут направляться на электролиз с целью получения свинца. Для улучшения растворимости свинца в щелочных средах предложено добавлять в раствор глицерин или глицерат натрия, а из полученных растворов уже извлекать электролизом свинец. Известны способы хлорирования сульфидных руд с последующим выщелачиванием хлорида свинца, сульфатизации руд, с выщелачиванием полученного свинца растворами этилендиамина и последующим электролизом полученных растворов.

Все приведенные способы выщелачивания свинца применены к окисленным материалам и непригодны к сульфидным свинцовым концентратам без специальной предварительной обработки (сульфатизации или хлорирования).

Однако, несмотря на высокие показатели по степени извлечения металла, эти способы не нашли своего практического использования. В первую очередь это объясняется трудностью отделения свинца от пустой породы, связанной с низкой растворимостью сульфата и хлорида свинца, - солей, наиболее широко используемых на практике гидрометаллургии серной и соляной кислот. Использование же для повышения растворимости этих соединений различных комплексообразующих реагентов, независимо от их природы, значительно усложняет процессы извлечения свинца из сбросных растворов и регенерацию растворителей.

Азотная кислота как выщелачивающий реагент лишена этих недостатков, но в данном случае встречаются трудности при электролизе нитратных растворов. Известны способы электролитического извлечения свинца из нитратных растворов с добавкой значительного количества пирофосфата калия и буры (а.с. № 282882), фторборатов (патент США № 2773819) или фторидов натрия (патент Англии № 1159241). Данные добавки вводят для стабилизации pH раствора, что приводит к невозможности повторного использования отработанного электролита для выщелачивания и значительной их дороговизны. Имеются работы, посвященные рафинированию свинца из азотнокислых растворов (а.с. № 136051 //Прикладная химия, XXXV, 310, 1962).

Наиболее близким техническим решением, найденным в источниках научно-технической информации, является «Способ гидрометаллургической переработки свинцовых концентратов» (Положительное решение по заявке ВНИИцветмета № 2331425/02 от 28.09.76 г.). Этот способ предусматривает вскрытие свинцовых концентратов в герметичном аппарате в атмосфере технического кислорода и регенерации азотной кислоты путем осаждения свинца серной кислотой.

По этому способу получается сульфат свинца, дальнейшая переработка которого до металлического свинца удлиняет технологическую схему и удорожает процесс.

Использование способа вскрытия свинцовых концентратов азотной кислотой в герметичном аппарате в атмосфере технического кислорода, выделение свинца из азотнокислых растворов электролизом и использованием отработанного электролита в голове процесса позволит резко сократить расход азотной кислоты за счет создания замкнутой технологической схемы, отпадет необходимость в строительстве при свинцовом заводе комплекса по запуску азотных удобрений.

Азотная кислота является активным окислителем сульфидных минералов, что в сочетании с высокой растворимостью нитрата свинца позволяет добиться положительных результатов при создании гидрометаллургических схем переработки свинецсодержащего сырья. При этом в качестве окислителя были опробованы как непосредственно азотная кислота, так и ее соединения. Для предотвращения выделения в атмосферу нитрозных газов вскрытие ведут в атмосфере кислорода, для чего разработана конструкция специального аппарата. Показано, что при этом содержание окислов азота в воздухе не превышает фоновых значений. Испытаны различные способы регенерирования растворителя с выведением свинца из технологической цепи как в виде металла, так и в виде различных свинецсодержащих соединений (сульфата, нитрата или двуокиси). При этом происходит практически полное регенерирование растворителя. Показано, что извлечение свинца в раствор составляет 92÷96 % при степени окисления галенита 98÷99,5 %. Определены оптимальные условия проведения операций. Одна из разработанных при этом технологиче-

ская схема приведена на рис. 3.

Показано, что извлечение свинца в раствор может быть повышенено до 96÷99 % при использовании двухстадийного вскрытия исходного сырья с применением промежуточной карбонизации кеков. Помимо повышения степени извлечения свинца такое проведение вскрытия позволяет перерабатывать в едином технологическом цикле, не меняя практически никаких условий, и окисленное, и вторичное свинецсодержащее сырье, и промпродукты (кеки после извлечения цинка, свинцовые пыли, отходы кабельной и аккумуляторной промышленности, шламы сточных вод свинецперерабатывающих предприятий и др.). Применение дополнительной экстракции из кеков серы, помимо повышения комплексности использования сырья, повышает степень извлечения свинца до 98,5÷99,5 % с выводом серы в экологически безопасный товарный продукт - элементную серу.

Кеки после извлечения свинца представляют собой обычное полиметаллическое сырье, из которого сопутствующие металлы могут быть выделены традиционными металлургическими способами. В ходе испытаний, например, была показана возможность извлечения из кеков цинка флотационным выделением сульфидного цинкового концентрата с его последующей переработкой по стандартной технологии. Оборотные растворы могут быть утилизированы после содового осаждения тяжелых металлов на получение технической селитры выпариванием.

Одним препятствием, сдерживающим разработки нитратных технологических схем извлечения свинца из минерального сырья, является высокая агрессивность азотной кислоты по отношению к большинству применяемых конструкционных материалов. Однако успехи в области использования для изготовления аппаратуры новых конструкционных материалов, в частности титана и полимеров, делает это препятствие менее значимым, позволяет пересмотреть существующее мнение о бесперспективности нитратных схем переработки свинецсодержащего сырья и сделать вывод об актуальности исследований в этом направлении.

Целью настоящей работы являлась разработка способа выделения свинца электролизом из азотнокислых растворов от выщелачивания свинцового концентрата с регенерацией азотной кислоты с целью создания замкнутой технологической схемы.

При этом предусматривалось изучение возможности выделения свинца из растворов в виде различных свинецсодержащих соединений и металлического свинца, а также распределение основных металлов по продуктам, получаемым при использовании этой схемы.

Авторами был разработан новый гидрометаллургический способ переработки свинцовых концентратов, заключающийся во вскрытии их раствором слабой азотной кислоты в герметичном аппарате в атмосфере технического кислорода. Свинец из нитратных растворов после выщелачивания можно селективно осадить серной кислотой в виде сульфата. Азотная кислота при этом регенерируется и может быть использована для выщелачивания следующей порции концентрата. Из сульфата свинца цементацией на цинковой пыли можно получить металлический свинец.

По другому варианту пульпу фильтруют, и раствор подкисляют азотной кислотой до первоначальной кислотности и охлаждают до 10-15 °С. При этом выпадает азотнокислый свинец, который отфильтровывают, а раствор возвращают в голову процесса на выщелачивание новой порции концентрата.

Переработка полученных продуктов (нитрата и сульфата свинца) до металлического свинца связана с многостадийностью, технологическими трудностями и большим расходом

дом реагентов, особенно при переработке нитрата.

Электролизу свинца из азотнокислого раствора посвящено немного работ, главным образом они посвящены электролитическому рафинированию металла. Особое значение для электролитического осаждения свинца из азотнокислых растворов приобретает выбор анода. Дело в том, что использование благородных металлов (платина, золото) исключается по экономически причинам, а графита – из-за его хрупкости.

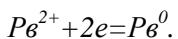
Перспектива же использования нерастворимых в азотной кислоте металлов (титан, ниобий, tantal, и т.д.) представлялась сомнительным в силу проявления их поверхностных запирающих свойств в условиях анодной поляризации. Оказалось, однако, что в азотнокислых растворах, содержащих свинец, запирающие свойства титана проявляются слабо и потенциал анода не превышал 3,5 В. Подобная «аномалия» объясняется, по-видимому, тем, что на титановом аноде выделяется двуокись свинца, которая коренным образом меняет электрические свойства на пограничных поверхностях анодов.

Исследования, проведенные на синтетических и технологических растворах, показали высокую эффективность электрического выделения свинца. Расход электроэнергии составил примерно 600-650 кВт/ч на 1 тонну свинца. Низкий расход обусловлен тем, что свинец выделяется на обоих электродах. При плотности тока 200 А/м² и менее газовыделение практически отсутствует. На процесс отрицательное влияние оказывает медь и железо, особенно медь.

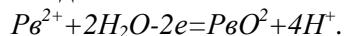
Разработан цементационный способ очистки растворов от меди. При этом одновременно за счет повышения pH происходит и гидролитическое осаждение железа до концентраций, когда оно уже не оказывается на показателях электролиза. Технологическая схема проверена в замкнутом цикле на концентратах разных месторождений. Электролиз проводился в одноячеичном электролизере. Одним из серьезнейших достоинств разработанного способа является то, что в процессе электролиза практически нет газовыделения.

Принципиальная возможность электролитического выделения свинца из азотнокислых растворов с одновременной регенерацией азотной кислоты имеется. Весь вопрос состоит в подборе электродов, главным образом анода, и определении интервала концентраций азотной кислоты, обеспечивающего протекание процесса электролиза практически без газовыделения. Для анодов благородные металлы – золото и платина исключались по экономическим соображениям, графит – из-за хрупкости оставлялся на случай, если не удастся подобрать металл, достаточно распространенный и дешевый, надежный в эксплуатационном отношении. В этом отношении обнадеживающим оказался металлический титан, который практически не корродирует в азотнокислых растворах, и запирающие свойства его проявились незначительно – не более 3,5 на аноде.

При электролизе свинецсодержащего раствора на катоде выделяется свинец в виде губки по следующей реакции:



На аноде одновременно происходит окисление ионов свинца до его двуокиси:



Вследствие того, что ионы свинца одновременно восстанавливаются на катоде и окисляются на аноде, при пропускании одного ампер-часа электричества выделяется не один, а два электрохимических эквивалента свинца, и выход по току последнего может достигать 200 %.

Для нахождения оптимальных условий электролиза нитратных растворов необходимо было проследить за изменением выходов по току свинца при изменении плотности тока, температуры и продолжительности электролиза. На рис. 1 показано изменение выхода по

току свинца от продолжительности и плотности тока. Плотность тока оказывает слабое влияние на выход по току в пределах от 100 до 400 А/м². Но, с другой стороны, при увеличении плотности тока увеличивается газовыделение (выделяется кислород и водород, которые могут захватывать капельки азотной кислоты). Наблюдается заметное уменьшение выхода по току с увеличением времени электролиза. Это связано с тем, что осажденный свинец начинает растворяться в накапливающейся азотной кислоте.

Следующий этап нашей работы - исследование зависимости выхода по току свинца из температуры. Полученные кривые показаны на рис. 2.

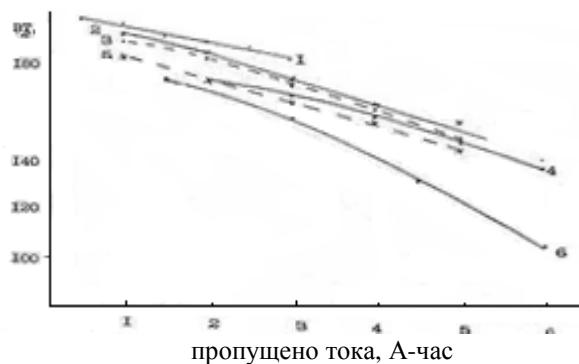


Рисунок 1 - Выход по току свинца в зависимости от плотности тока и количества пропущенного электричества. Условия электролиза: температура 20 °C, плотность тока, А/м²: 1 - 100, 2 - 200, 3 - 300, 4 - 360, 5 - 400, 6 - 600.

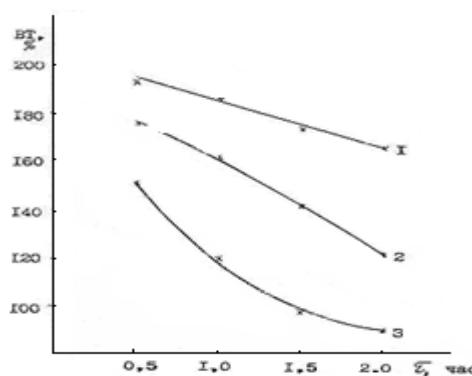


Рисунок 2 - Зависимость выхода по току свинца от температуры и продолжительности электролиза. Условия электролиза: плотность тока 200 А/м²; С_{PB}=140 г/л; температура, °C: 1 - 20, 2 - 40, 3 - 60.

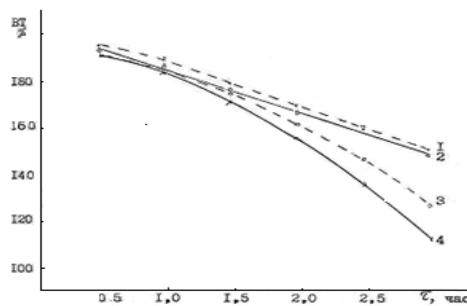


Рисунок 3 - Зависимость выхода по току свинца от его содержания и продолжительности электролиза. Условия электролиза: плотность тока 200 А/м²; температура 20 °C; начальная концентрация свинца, г/л: 1 -196, 2- 149, 3 -102, 4 -80.

Из рис. 2 видно, что с увеличением температуры выход по току резко снижается, особенно заметно при увеличении кислотности раствора, т.е. при увеличении продолжительности электролиза.

Проведение электролиза с различными начальными концентрациями свинца в растворе показало, что в изученном интервале концентрация выхода по току почти не изменяется в первые два часа электролиза (рис. 3). В последующем выход по току заметно снижается для растворов с меньшей начальной концентрацией свинца (рис. 3 – кривые 3, 4).

Таким образом, исходя из вышеприведенного, оптимальными условиями электролиза нитратных растворов являются: температура 20-25 °C, плотность тока 200-300 А/ м², продолжительность - увеличение кислотности электролиза до 50-60 г/л по азотной кислоте, при начальной концентрации свинца выше 80 г/л и свободной кислоты 1-5 г/л.

Разработанный процесс отличается высокими технико-экономическими показателями, отсутствием газовыделения, надежностью электронного хозяйства. То, что на обоих электродах выделяется свинец, и выход по току свинца превышает 100 %, для практики электролиза необычно и, как следствие, от этого низкий расход электроэнергии. В работе изучено влияние некоторых примесей на показатели электролиза. Установлено, что наиболее вредной примесью является медь. Разработан цементационный способ очистки раствора от нее металлическим свинцом.

В результате проведенных исследований разработан способ электролитического выделения свинца из нитратных растворов. В качестве материала электродов был выбран титан. Запирающие свойства титана при данном масштабе экспериментов проявляются слабо, что позволило вести процесс при малом расходе электроэнергии. Газовыделение практически не наблюдалось. Выход по току составлял 145-155 %, благодаря выделению свинца из растворов на обоих электродах. Такого положения в металлургической практике ранее не встречалось. Оптимальный режим электролиза следующий: плотность тока 200 А/м², температура 20-25 °C, содержание примесей железа и меди в электролите не более 1,0 и 0,1 г/л, соответственно. Ведение электролиза в этом режиме позволило получить отработанный электролит с концентрацией азотной кислоты 45-65 г/л и, таким образом, замкнуть технологическую схему. В замкнутом цикле проверена технология переработки концентратов семи месторождений.

Изучено влияние ряда примесей на показатели электролиза. Установлено, что наиболее вредной примесью является медь. Разработан способ цементационной очистки от нее нитратных растворов. Одновременно из растворов выделяется и железо до концентраций, не оказывающих влияния на электролиз.

В дальнейшем необходимо доработать конструкцию электролизера в направлении устранения вредного влияния дендритной составляющей структуры катодного осадка. Необходимо также проверить работоспособность различных схем подключения электродов. Поскольку электролиз проходит без газовыделения, представляется целесообразным изучить динамику сечения состава электролиза по вертикальному сечению.

В целом можно считать доказанной экономическую целесообразность применения кислотных гидрометаллургических технологических схем для переработки свинецсодержащего сырья, а проведенные испытания показывают их большую экологическую безопасность по сравнению с пирометаллургическими процессами. Однако для полного отве-

та на вопросы, решение которых необходимо для внедрения разработанных технологических схем в практику, требуется проведение испытаний в укрупненных масштабах.

Список литературы

1. Струнников С.Г. Гидрометаллургические схемы переработки свинцовых концентратов / С.Г. Струнников, Ю.А. Козьмин // Химия в интересах устойчивого развития. - 2005. - 13. - С. 483 - 490.
2. Хан О.А. Комбинированная обогатительно-металлургическая схема переработки труднообогатимых руд Жайремского месторождения / О.А. Хан, С.Г. Струнников // Горное дело в Казахстане. Состояние и перспективы: Сб. - 2001.
3. Струнников С.Г. Распределение редких и благородных металлов при гидрометаллургической переработке свинецсодержащего сырья / С.Г. Струнников, О.А. Хан и др. // Благородные и редкие металлы Сибири и дальнего Востока: Материалы междунар. конф.-Иркутск, 2005.

Получено 16.02.2009

