

РАЗДЕЛ I

МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ
БАЗА ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

ЖЕЛЕЗО-ТИТАН-ВАНАДИЕВЫЕ РУДЫ САЯНСКОЙ ПРОВИНЦИИ И ИХ ОБОГАЩЕНИЕ ПРИ МЕТАМОРФИЗМЕ

О.М. Глазунов

Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

Проблема пополняемости ресурсов титана активно стимулируется запросами цветной металлургии.

Саянская титаноносная провинция может быть его источником в Южной Сибири. Одними из наиболее значительных здесь являются Лысанские титаномагнетит-ильменитовые месторождения в истоках р. Сисим, в 5 км от железной дороги Абакан-Тайшет (Глазунов, 1957, 1961, 1963).

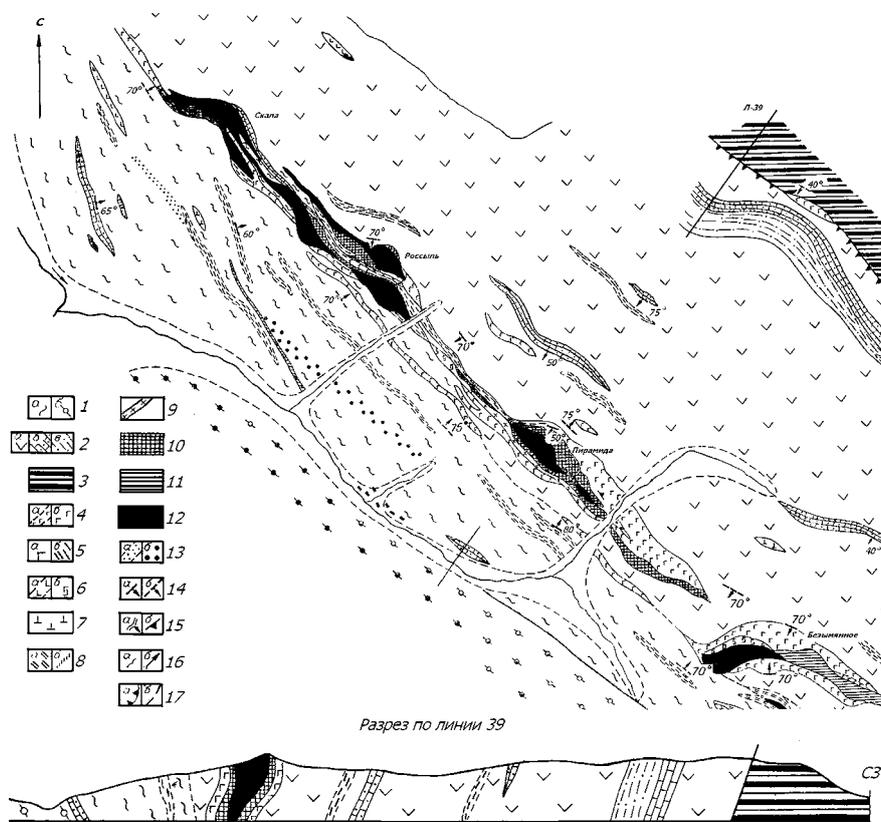


Рис. 1. Схематическая геологическая карта района Подлысанского и Лысанского (Безымянное) месторождений. Составил О. М. Глазунов.

Условные обозначения: Кувайская свита: 1 – а) собственно амфиболиты и амфиболовые сланцы, б) полевошпатовые амфиболиты с прослоями кварцитов; 2 – а) зеленокаменные эффузивы, б) известняки, хлорит-карбонатные и в) углисто-хлоритовые сланцы. Жайминская свита: 3 – кварцево-графитистые сланцы, кварциты, прослои мраморов. Габбро-пироксенит-перидотитовая формация. 4 – рудное габбро: а) мелко- и б) среднезернистое; 5 – а) пегматоидное габбро, б) габбро-амфиболиты; 6 – а) клинопироксениты, б) габбро-пироксениты; 7 – апоперидотитовые серпентиниты; 8 – а) основные мигматиты (инъекциониты), б) хлорититы; 9 – жилы плагиоклазитов; 10 – ильменитовые руды (клинопироксениты); 11 – клинопироксениты с акцессорной вкрапленностью ильменита и титаномагнетита; 12 – титаномагнетитовые руды (перидотиты); 13 – амфиболиты: а) с ильменитом, б) с рутилом (рутиловые руды); 14 – элементы: а) слоистости, б) рассланцовки; 15 – элементы: а) полосчатости, б) трахитоидности пород; 16 – а) гнейсовидность, б) линии течения; 17 – тектонические нарушения: а) главные, б) второстепенные

В пределах собственно Лысанского пояса выделяется ряд крупных габбро-пироксенит-перидотитовых массивов с подсчитанными запасами (рис. 1). Они представляют собою чередование рудных тел перидотитов, пироксенитов и габбро, насыщенных вкрапленниками и сидеронитовыми сегрегациями с содержанием в перидотитах и пироксенитах соответственно (TiO_2 – 5–7 и 9–10%, Fe рудн. – до 18 и 5–8%, V_2O_5 – 0.07 и 0.07–0.1%) (рис. 2, табл. 1). Во вмещающих метаэффузивах протерозоя, среди которых по тектоническим зонам залегают массивы, широко развиты амфиболиты с рутилом (TiO_2 до 10%). Месторождения Подлысанское, Лысанское, Кедранское, протянувшиеся вдоль разлома более чем на 60 км, связаны между собой близостью химизма пород и минералов, комплексом рудных компонентов, сходным строением и магматическими условиями локализации руд (Глазунов, 1975). В серпентинит-титаномагнетитовых рудных телах с глубиной наблюдается снижение концентрации Fe_2O_3 , TiO_2 и возраст-

Таблица 1

Распределение элементов по разрезу тел рудных серпентинитов, клинопироксенитов и габбро, мас. %

| № проб | 87 | 74 | 75 | 231 | 3 | 4 | 5 | 38 | 232 | 80 | 105 | 76 | П-6-250 |
|-----------|-------|--------|--------|--------|--------|-------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|---------|
| № П/П | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 |
| SiO_2 | 32,72 | 34,91 | 47,23 | 33,14 | 31,28 | 32,97 | 31,16 | 32,85 | 33,60 | 35,00 | 34,18 | 35,74 | 44,09 |
| TiO_2 | 4,85 | 4,09 | 1,56 | 10,17 | 10,37 | 10,59 | 10,31 | 9,35 | 8,90 | 8,73 | 6,91 | 6,69 | 2,36 |
| Al_2O_3 | 7,53 | 6,09 | 11,98 | 8,23 | 6,24 | 6,60 | 8,10 | 10,72 | 11,65 | 10,40 | 13,52 | 12,77 | 13,50 |
| Fe_2O_3 | 6,76 | 8,44 | 3,60 | 2,52 | 3,69 | 4,54 | 4,10 | 3,97 | 4,28 | 4,84 | 4,01 | 4,33 | 2,78 |
| Cr_2O_3 | 0,05 | 0,10 | 0,016 | 0,007 | 0,009 | н | н | н | – | сл. | н | 0,001 | 0,043 |
| FeO | 13,68 | 13,87 | 10,76 | 16,81 | 15,58 | 14,90 | 15,12 | 13,41 | 12,94 | 12,53 | 11,05 | 10,76 | 6,70 |
| MnO | 0,11 | 0,24 | 0,15 | 0,24 | 0,07 | 0,13 | 0,078 | 0,15 | 0,21 | 0,13 | 0,13 | 0,13 | 0,11 |
| MgO | 17,96 | 18,28 | 6,54 | 9,42 | 9,34 | 8,97 | 11,79 | 7,90 | 7,67 | 7,84 | 7,46 | 6,78 | 5,21 |
| CaO | 6,33 | 4,77 | 9,90 | 12,78 | 15,39 | 15,50 | 14,38 | 15,09 | 14,09 | 14,97 | 14,75 | 14,46 | 16,10 |
| Na_2O | 0,97 | 0,98 | 4,27 | 0,60 | 0,80 | 0,81 | 0,83 | 1,30 | 0,87 | 0,97 | 2,31 | 1,83 | 2,28 |
| K_2O | | | | 0,22 | | | | | 0,38 | 0,31 | | 0,58 | 0,72 |
| V_2O_5 | 0,068 | 0,06 | 0,076 | – | 0,095 | 0,075 | 0,076 | 0,09 | – | 0,11 | 0,073 | 0,056 | 0,041 |
| P_2O_5 | 0,46 | 0,10 | 0,11 | – | 0,14 | 0,30 | 0,16 | 0,10 | 0,13 | 0,16 | 1,81 | 1,42 | 0,57 |
| H_2O | 7,98 | 8,49 | 3,87 | 5,75 | 7,01 | 4,08 | 4,18 | 5,29 | 4,58 | 3,59 | 3,19 | 3,95 | 5,32 |
| Сумма | 99,47 | 100,42 | 100,06 | 100,00 | 100,01 | 99,47 | 100,28 | 100,22 | 99,68 | 99,58 | 99,39 | 99,50 | 99,86 |

Примечание. 1, 2 — титаномагнетитовые руды (серпентиниты); 3–9 – ильменитовые руды (клинопироксениты); 10–13 – рудные ильменитовые габбро. Содержание S (%): в № 4 – 0,12; № 9 – 0,38; № 13 – 0,034.

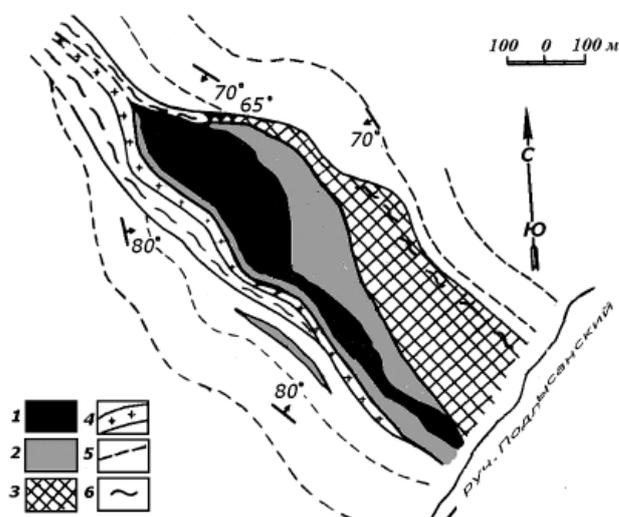


Рис. 2. Структурная схема юго-восточной части Подлысанского месторождения. Породы разных фаз интрузии: 1 – титаномагнетитовая руда (апоперидотитовые серпентиниты); 2 – ильменитовая руда (пироксениты); 3 – рудное габбро; 4 – альбититы; 5 – эффузивы, амфиболиты; 6 – габбро-амфиболиты

тание Cr_2O_3 , V_2O_5 при обратном распределении в пироксенит-ильменитовых залежах (Глазунов, 1975) (табл. 2). Состав титаномагнетита варьирует в пределах рудных тел в зависимости от генерации минерала (табл. 3). Наряду с преобладающим высокотитанистым (TiO_2 – 10–12%) титаномагнетитом Подлысанского и Кедранского месторождений отмечаются низкотитанистые (TiO_2 – 5–6%) разновидности, присущие рудам собственно Лысанского месторождения. Свободные ильмениты рудных пироксенитов и габбро различаются по набору примесей, содержат мало гематитовые компоненты, обеднены Ni, Co, соответственно, 0,001 и 0,01%, несут до 0,1% V_2O_5 и 0,02% Cr_2O_3 .

Таблица 2
Распределение элементов по падению тел рудных серпентинитов
Подлысанского месторождения, мас. %

| № п/п | Число проб | SiO ₂ | TiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | Cr ₂ O ₃ | FeO | MnO | MgO | CaO | Na ₂ O | K ₂ O | V ₂ O ₅ | P ₂ O ₅ | S | H ₂ O | Сумма |
|-------|------------|------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------|-------|-------|------|-------------------|------------------|-------------------------------|-------------------------------|-------|------------------|--------|
| 1 | 2 | 21,31 | 8,17 | 5,35 | 22,17 | 0,03 | 15,95 | 0,270 | 19,05 | 1,59 | 0,07 | 0,060 | — | 0,110 | — | 6,60 | 100,73 |
| 2 | 4 | 24,00 | 6,93 | 4,04 | 19,17 | 0,05 | 14,27 | 0,240 | 20,97 | 2,99 | 0,31 | — | 0,125 | 0,101 | — | 7,12 | 100,33 |
| 3 | 5 | 26,35 | 5,23 | 5,05 | 13,13 | 0,035 | 13,96 | 0,260 | 21,52 | 3,20 | 0,47 | 0,005 | 0,040 | 0,220 | 0,034 | 10,70 | 100,20 |
| 4 | 2 | 29,49 | 6,03 | 6,32 | 10,31 | 0,09 | 17,29 | 0,205 | 17,09 | 3,17 | — | — | — | 0,250 | — | 9,56 | 99,81 |

Примечание, 1 – апикальная часть тела; 2, 3 – центральная часть тела (глубина от поверхности 70 м); 4 – подводный канал (глубина 170 м).

Таблица 3
Химический состав титаномагнетитов лысанского комплекса,
пересчитанный за вычетом механических примесей силикатов, вес. %

| Компонент | | | | | |
|--------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
| FeO | 29,76 | 28,39 | 25,24 | 29,09 | 36,0 |
| Fe ₂ O ₃ | 59,96 | 57,96 | 59,71 | 48,01 | 47,0 |
| TiO ₂ | 8,08 | 10,90 | 13,44 | 15,83 | 15,14 |
| MgO | — | 1,89 | 0,44 | 4,49 | — |
| V ₂ O ₅ | 0,44 | 0,19 | 0,08 | 0,38 | 0,36 |
| Cr ₂ O ₃ | 1,18 | 0,07 | 0,05 | 0,06 | — |
| MnO | 0,44 | 0,17 | 0,38 | 1,07 | 0,60 |
| Al ₂ O ₃ | 0,14 | 0,43 | 0,66 | 2,07 | 0,90 |

Примечание. 1 – Лысанское месторождение. Концентрат малотитанистого титаномагнетита из серпентинитов (анализ УФ ФН СССР); 2–5 – Подлысанское месторождение. 2–3-титаномагнетиты, вкрапленные в оталькованные серпентиниты; 2-обр. СК-7–100 (глубина 100 м), 3-обр. 12007 (с поверхности); 4 – титаномагнетит с выветрелой поверхности густовкрапленных руд сидеронитовой структуры (обр. р-к 16–13), 5-го же в свежем изломе (обр. р-к 16–13 а).

Титаномагнетитовые руды, как известно, плохо обогащаются вследствие тесного срастания в титаномагнетите ильменита и магнетита. Для их металлургического передела требуется также предпочтительное применение способа электроплавки из-за высоких температур плавления минералов. Ликвидация этих препятствий может быть достигнута за счёт привлечения для эксплуатации отдельных блоков месторождений, несущих следы дислокации и метаморфизма, который приводит к распаду титаномагнетита на свободный ильменит и магнетит, что уже само по себе исключает очень тонкий помол руды. Такие блоки и зоны метаморфизованных титаномагнетитовых руд ограничиваются зонами дислоцированности и метасоматической переработки. Массивные зернистые и густовкрапленные титаномагнетитовые руды, состоящие из оливина, пироксена и серпентина, становятся вторично-полосчатыми; зёрна рудных приобретают линзовидную форму и окружаются амфибол-хлоритовым агрегатом. В отдельных случаях они приобретают шлирово-полосчатый узор (рис. 3).

В неизменённых титаномагнетитовых рудах зёрна титаномагнетита имеют неровные бухтообразные границы, подчёркнутые антигоритом. Типичная для титаномагнетита решетчатая структура распада ильменита и магнетита особенно чётко выявляется после травления препарата парами HCl. Реже устанавливаются пластинчатая и эмульсионная структуры. Обычное соотношение магнетита и ильменита в титаномагнетите – 2:1. В некоторых шлифах 3–6% от площади зерна приходится на долю ульвошпинели и гематита. Содержание титана в минерале колеблется от 12 до 14% (табл. 3), причём в раннемагматическом титаномагнетите содержится его минимальное количество (8,08% TiO₂) при высокой насыщенности Cr₂O₃ (1,18%). Жильные разновидности титаномагнетита обеднены Cr, Ni, Zr.

Процесс метаморфизма титановых руд на месторождениях условно разделён нами на два последовательных этапа. В первый этап происходят преобразования динамометаморфического характера, включая перекристаллизацию титаномагнетитов под влиянием деформаций. Он не сопровождается изменением химического состава руд. Во второй этап рудные серпентиниты испытывают существенную химическую трансформацию, превращаясь в листвениты и тальк-карбонат-серпентиновые породы под воздействием гидротерм.

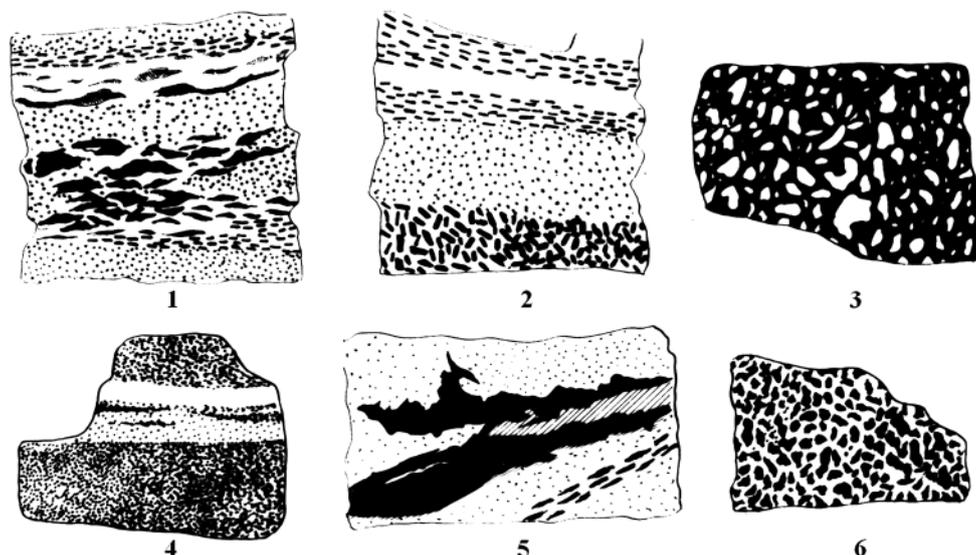


Рис. 3. Типы структур и текстур титаномагнетитовых (1–5) и ильменитовых (6) руд Лысанских месторождений

- 1 – шпирово-полосчатая, 2 – несимметрично-полосчатая, 3 – сидеронитовая,
4 – ритмично-полосчатая, 5 – жильная, 6 – вкрапленная.
Размер штучков 10×5 см. Рисунки О.М. Глазунова

В начальные стадии изменения титаномагнетитовых руд ильменитовая решётка в первично-магматическом титаномагнетите (рис. 4 а) деформируется; по границам зёрен происходит укрупнение пластинок ильменита с образованием в отдельных участках ажурного кружевного узора (рис. 4 б). При прогрессирующем метаморфизме в краевых частях зёрен титаномагнетита пластиночки сливаются в отдельные каплевидные обособления, которые в целом создают структуру, похожую на гранофировую (рис. 4 в). Такие обособления ильменита иногда окружают зёрна титаномагнетита прерывистым венчиком. Соединение отдельных частей венчика в дальнейшем приводит к возникновению сплошной оторочки ильменита вокруг зёрен магнетита (рис. 4 г). За счёт постепенного укрупнения ильменитовых пластинок и наращивания оторочки ильменита от периферии к центру зёрен на месте титаномагнетита появляются зёрна свободного ильменита и магнетит, частично или полностью замещённый хлоритом (рис. 4 д). Наконец, деформация в разрушенной структуре титаномагнетита приводит к ремобилизации ильменита в виде субпрожилковых выделений. Чаще они ориентированы по наиболее ослабленным позициям {111} магнетита (рис. 4 е).

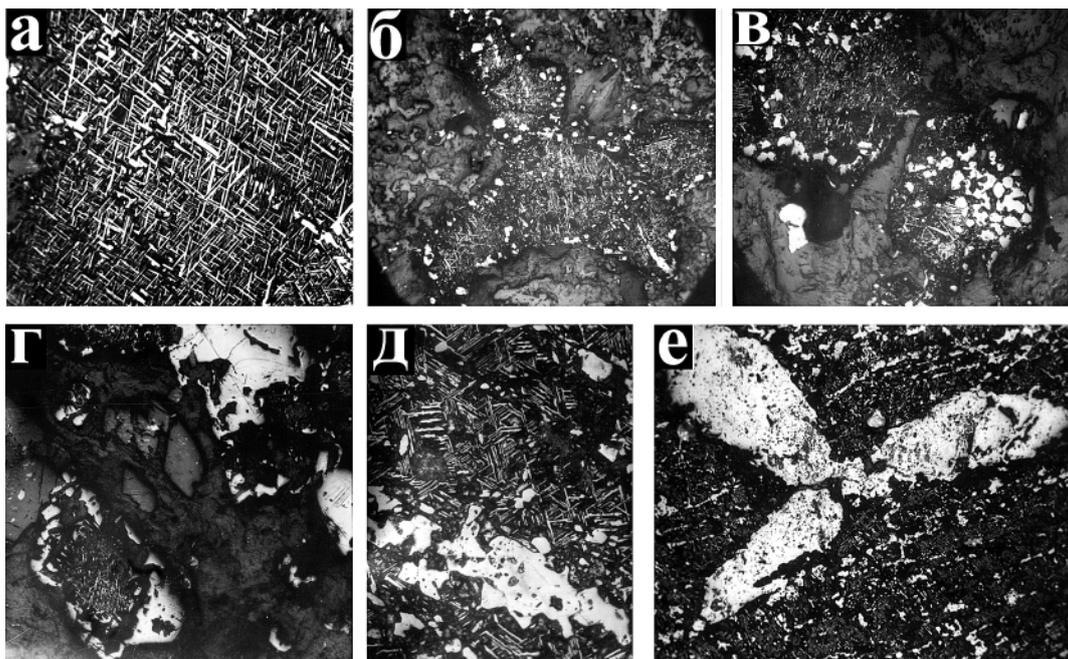


Рис. 4. Структуры распада первично-магматического титаномагнетита. а – решетчатая структура распада твёрдого раствора магнетита и ильменита (ильменит- белое). Травление HCl – 15 мин. Аншл., ув. 200; б – кружевной узор за счёт укрупнения пластинок ильменита по краям зёрен титаномагнетита. Начальный этап метаморфизма. Аншл., ув. 40; в – коалесценция ильменита внутри и по периферии зёрен титаномагнетита. Аншл., ув. 120; г – обособление ильменита в виде венчика вокруг титаномагнетита и зёрна «свободного» метаморфогенного ильменита. Аншл., ув. 120; д – субпрожилковые выделения ильменита в титаномагнетите. Аншл., ув. 120; е – субпрожилковые выделения ильменита по {111} на фоне искажённой первичной структуры распада титаномагнетита. Аншл., ув. 120

Размер зёрен метаморфогенного ильменита даже в слабо изменённых рудах повышается до 1,2 мм, тогда как толщина пластинок ильменита в неизменённом титаномагнетите не превышает 0,005 мм. Форма зёрен новообразованного ильменита обычно неправильная, с тенденцией к удлинению параллельно границам рудных тел.

Во всех проявлениях метаморфогенный ильменит в аншлифе имеет рельеф выше, чем у магнетита, анизотропию – от ясной до очень слабой, что отличает его от первично-магматического ильменита, обладающего сильной анизотропией. В ильмените присутствуют бахромчатые реликтовые участки титаномагнетита.

Сравнение рентгеновской картины изучавшегося образца и эталонного ильменита указывает на их достаточно хорошую сходимость с той лишь разницей, что на дебаеграмме метаморфогенного минерала наряду с основными линиями фиксируются единичные дифракционные линии магнетита и ульвошпинели (Михеев, 1957). Метаморфогенный ильменит в то же время характеризуется дефицитом Fe₂O₃ (2,44%), повышенным содержанием Zn (до 0,02%) и низким – Cr₂O₃ (0,007%). Главная отличительная особенность проявляется в обогащённости его рутиловой составляющей, характеризующей влияние метаморфизма, а также отсутствии тесного срастания с апатитом, присущего ранним генерациям минерала.

Как уже говорилось, количество новообразованного ильменита находится в прямой зависимости от степени метаморфизма руды. Участки рудных залежей, подвергшихся умеренному метаморфизму, характеризуются присутствием 10–20% ильменита от объёма породы. Наиболее высокое содержание ильменита (20–30%) наблюдается в эндоконтактах, участках интенсивного рассланцевания и пластинчатых деформаций рудных серпентинитов. Однако нигде в пределах Лысанских месторождений титаномагнетитовые руды не претерпели такого глубокого динамотермального метаморфизма, который имеет место на месторождениях Кусинском (Малышев, 1957; Мясников, 1959), Уфалейском (Вертушков и др., 1966) Урала, а также на Otanmäki

в Финляндии (Pääkonen V., 1956), где метаморфизм руд завершился полным обособлением ильменита из титаномагнетита в виде залежей. Аналогичное собирательное концентрирование ильменита под влиянием эклогитизации и гранитизации наблюдается в габброидах Малотагульского массива В. Саяна (Мехоношин и др., 1986).

Определённой компенсацией большого объёма вторичных руд могут служить ильменитовые пироксениты, генезис которых на основании ряда фактов (аномалии Zr, Nb) ранее нами рассматривался с позиции метасоматоза, по Д. С. Коржинскому (1955). Именно эти руды представляют собою пример изменения первично-магматических титаномагнетитовых руд (Заварицкий, 1937) под влиянием метаморфизма и метасоматоза. В метаморфической колонне по мере продвижения от первично-магматических к метаморфизованным рудам возрастает содержание FeO, снижается уровень такого вредного компонента как P₂O₅ (табл. 4). Некоторое понижение количества TiO₂ объясняется переходом части титана в другую легко извлекаемую фазу – рутил. Обращает на себя внимание высокое значение показателя $Ti_{рудн.} - Ti_{силикатн.}$ в рудных серпентинитах по сравнению с пироксенитами и габбро, по А. С. Мехоношину (1985) (табл. 5 а-в). Рассеяние титана в пироксенитах достигает 26,6% при преимущественном вхождении (21,1%) в пироксен и керсутит. По мере метаморфизма и при амфиболитизации пород количество силикатного титана в первично-магматических минералах падает вследствие сброса его в окисную фазу. Тем самым проявляется природная сепарация руд, облегчающая извлекаемость Fe и Ti из силиката.

Укрупнённые выделения ильменита в титаномагнетите, несомненно, образуются при интенсивной перекристаллизации руд в условиях повышения температуры в глубинных условиях (П. Рамдор, 1962).

Таблица 4

Изменение химического состава руд Подлысанского месторождения при метаморфизме в метаморфической колонне

| № п/п | № проб | Интервал, м | SiO ₂ | TiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | FeO | MnO | CaO | MgO | (K+Na) ₂ O | P ₂ O ₅ | V ₂ O ₅ | Co | П.п.п. | Сумма |
|-------|--------|-------------|------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------|------|------|-------|-----------------------|-------------------------------|-------------------------------|------|--------|--------|
| 1 | 205 | 0–20 | 20,84 | 5,96 | 3,74 | 15,39 | 17,59 | 0,31 | 0,88 | 16,90 | 1,11 | 0,08 | 0,11 | 0,19 | 16,92 | 100,02 |
| 2 | 33 | 33 | 15,54 | 5,68 | 2,95 | 7,38 | 23,58 | 0,21 | 0,50 | 17,82 | 1,22 | 0,05 | 0,10 | 0,17 | 25,29 | 100,47 |
| 3 | 206 | 35–41 | 17,12 | 5,36 | 2,23 | 7,43 | 21,80 | 0,28 | 0,79 | 17,71 | 0,60 | 0,06 | 0,098 | 0,16 | 26,05 | 99,68 |
| 4 | 207 | 1–45 | 19,65 | 4,72 | 2,38 | 3,28 | 21,48 | 0,23 | 0,55 | 17,78 | 0,96 | 0,05 | 0,081 | 0,15 | 28,88 | 100,19 |

Примечание. 1 – неметаморфизованная титаномагнетитовая руда; 2–4 – метаморфизованные титаномагнетитовые руды (последовательно стадии от слабо- к сильно изменённой).

Таблица 5 а

Распределение титана в серпентините Подлысанского месторождения (технологическая проба)

| Минерал | Содержание минерала в породе, % | Содержание TiO ₂ в минерале | Содержание TiO ₂ , приходящееся на минерал | Доля TiO ₂ , приходящаяся на минерал, % | Отношение TiO ₂ рудн. – TiO ₂ силикатн. |
|----------------|---------------------------------|--|---|--|---|
| | | | | | |
| Серпентин | 55,3 | 0,24 | 0,11 | 2,7 | |
| Тальк | 5,7 | н | – | | |
| Хлорит | 7,0 | 0,77 | 0,05 | 1,2 | |
| Карбонат | 4,0 | – | – | – | 24,6 |
| Титаномагнетит | 28,0 | 9,33 | 3,89 | 96,1 | |
| Всего | 100 | | 4,05 | 100 | |

Примечание. Содержание TiO₂ в породе – 5,22, вычисленное – 4,05.

Таблица 5 б

Распределение титана в рудных авгитовых пироксенитах

| Минерал | Содержание минерала в породе, % | Содержание TiO ₂ в минерале | Содержание TiO ₂ , приходящееся на минерал | Доля TiO ₂ , приходящаяся на минерал, % | Отношение TiO ₂ рудн. – TiO ₂ силикатн. |
|-------------------------|---------------------------------|--|---|--|---|
| | | вес. % | | | |
| Авгит | 52 | 1,84 | 0,97 | 12 | |
| Керсутит | 12 | 6,74 | 0,73 | 9,1 | |
| Зеленая роговая обманка | 12 | 3,50 | 0,39 | 4,9 | |
| Апатит | 2 | – | – | – | |
| Хлорит | 10 | 0,66 | 0,05 | 0,6 | 2,76 |
| Ильменит | 10 | 38,50 | 5,24 | 65,0 | |
| Сфен | 2 | 36,00 | 0,68 | 8,4 | |
| Всего | 100 | | 8,06 | 100 | |

Примечание. Содержание TiO₂ в породе – 8,41, вычисленное – 8,06.

А. Г. Бетехтин (1958) полагает, что выделения округлых скоплений ильменита на стыке между зёрнами магнетита представляют собой пример коалесценции продуктов распада твёрдой фазы и «обособления в виде более правильных по форме выделений с наименьшей общей поверхностью».

В. С. Мясников (1959) в результате исследования руд Кусинского и Копанского месторождений Урала показал на метаморфогенный генезис новообразованного ильменита при ведущей роли динамического фактора.

Таким образом, на первом этапе метаморфизма руд, в условиях, близких амфиболитовой фации, изменения носят динамометаморфический характер и выражаются в распаде титаномагнетита и собирательной перекристаллизации рудного материала, когда происходит перегруппировка минеральных фаз руд с сохранением общего баланса вещества.

Таблица 5 в

Распределение ванадия в рудном серпентините, вес. %

| Минерал | Содержание минерала в породе | Содержание V в минерале | Содержание элемента на минерал |
|----------------|------------------------------|-------------------------|--------------------------------|
| Авгит | 2,0 | 0,04 | 0,0008 |
| Серпентин | 41,8 | 0,01 | 0,0042 |
| Тальк | 4,6 | 0,0027 | 0,001 |
| Хлорит | 7,3 | 0,040 | 0,0028 |
| Карбонат | 1,6 | – | – |
| Титаномагнетит | 42,7 | 0,14 | 0,060 |
| Всего | 100 | | 0,073 |

Примечание. Содержание ванадия в породе – 0,07.

Поскольку новообразование ильменита сопровождается замещением магнетита гидрослюдами, видно, что даже на самых ранних стадиях метаморфизм начинается с диффузии в присутствии поровых водных растворов.

Из экспериментальных работ В. И. Лихтмана, П. А. Ребиндера, Г. В. Карпенко (1954) известно, что поровые растворы понижают поверхностную энергию и способствуют активизации не только пластических деформаций, но и химических реакций.

Диффузия имеет важное значение при метаморфизме, причём её скорости способствуют дислокации минералов, где на свободных поверхностях легко осуществляются химические реакции (Ф. Тернер, Дж. Ферхуген, 1961).

Высвобождение ильменита из титаномагнетита при метаморфизме отдалённо можно сравнивать с процессом самоочищения (автолизии) кристаллов, подмеченным А.Е. Ферсманом и экспериментально изученным В.Д. Кузнецовым, Д.Д. Саратовским и др. (1937) и рядом других исследователей. В физическом смысле – это стремление системы к гомогенизации действует в соответствии с принципом Кюри, т. к. здесь проявляется тенденция к уменьшению поверхности при данном объёме вещества.

Второй этап изменения руд, охватывающий лиственитизацию, накладывается на стадию динамотермального метаморфизма. Он совершается под непосредственным влиянием гидротермальных растворов, но не выходит за пределы собственно автаморфической стадии ультраосновных интрузий. На первый план здесь выступает химическая переработка руд, сопровождающаяся выносом железа из магнетита с образованием на его месте хлорита с последующим замещением серпентинов магнетитом и брейнеритом. Парагенетическая ассоциация минералов свидетельствует о переменной окислительно-восстановительной обстановке и низкой температуре процесса.

Незначительное различие в химическом составе метаморфизованных и неметаморфизованных руд, особенно по содержанию титана, и в общем слабая перемещённость ильменита от места первичного выделения показывает инертность титана, который занимает одно из последних мест в ряду геохимической подвижности.

Выводы

Титаномагнетит-ильменитовые руды Лысанских месторождений по своей природе являются магматическими, но несущими следы последующего динамометаморфизма.

Первичная решетчатая структура титаномагнетита отражает условия стабильной кристаллизации магматического очага. Она отличается от структуры этого минерала со спинойдальным тонким узором, свойственным вулканическим очагам fumarольного выброса (Хисина, 1975).

Часто описываемые в литературе укрупнённые пластиночки и самостоятельные обособления зёрен ильменита в титаномагнетитовых рудах возникают вследствие собирательной перекристаллизации титаномагнетитовых руд в процессе их динамотермального метаморфизма.

Перекристаллизация титаномагнетита начинается с диффузии, стремящейся к гомогенизации системы. Ведущую роль в этом процессе кроме динамического фактора играет градиент температуры. Наиболее полное преобразование руд совершается под влиянием гидротермальных растворов, часто приводящих к лиственитизации рудоносных пород. Если в ранний этап метаморфизма стрессовые усилия привели лишь к незначительной перегруппировке новообразований ильменита и в общем не нарушили первичный химический состав руд, то во второй этап метаморфизма происходит изменение валового состава руд в сторону относительного обогащения FeO при снижении Fe₂O₃, переходу части титана в ильменит и рутил, а также высвобождению титана из силикатов. Одной из своеобразных особенностей метаморфизма является «внутризерновое» переотложение новообразований ильменита от места перекристаллизации и последующая локализация его в форме сегрегации и прожилков. Метаморфизм сопровождается также потерей в рудных вредных примесей – фосфора и серы.

Происходящая при метаморфизме природная сепарация руд имеет большое прикладное значение, т. к. способствует обогащению руд и облегчает их переработку.

Трудности обогащения при промышленном получении титановых концентратов, так же как тонкое срастание ильменита и магнетита, наряду с высокими температурами при плавке руд, по существу препятствуют широкому вовлечению титановых месторождений в эксплуатацию. Но метаморфизованные титаномагнетитовые руды, состоящие из обособленных зёрен этих минералов, не требуют применения сложной схемы обогащения и большой тонкости помола. Если учесть к тому же снижение нерентабельных потерь при сепарации, то станет очевидной необходимость оконтуривания на титаномагнетитовых месторождениях самостоятельных промышленных блоков природно обогащённых руд. Обобщённая характеристика руд титаномагнетитовых (1), ильменитовых (2) и титаноносных габбро и габбро-амфиболитов (3) по всему Лысанскому поясу выглядит следующей (табл. 6).

Таблица 6

| № п/п | мас. % | | | | | г/т | | | |
|----------|--------|--------------------------------|------------------|-------------------------------|--------------------------------|-----|-----|----|-----|
| | FeO | Fe ₂ O ₃ | TiO ₂ | V ₂ O ₅ | Cr ₂ O ₃ | NiO | Co | Nb | Zr |
| 1 | 13,0 | 8,4 | 5,2 | 0,3 | 0,40 | 680 | 160 | 10 | 50 |
| 2 | 16,1 | 18,3 | 8,4 | 0,23 | 0,04 | 300 | 80 | 27 | 160 |
| 3 | 10,0 | 4,2 | 5,0 | 0,03 | – | 200 | 42 | 16 | 140 |

Лысанские месторождения представляют собою ценный резерв для чёрной металлургии и химической промышленности на юге Сибири.

В заключение хотелось бы с благодарностью вспомнить проф. А. М. Кузьмина, чьи эксперименты по кристаллизации расплавов на многих уровнях в своё время помогли понять динамику процессов метаморфизма титаномагнетитовых руд В. Саяна.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бетехтин А. Г. Текстуры и структуры руд. – Госгеолтехиздат, 1958, 435 с.
2. Вертушков Г. Н., Соколов Ю. А., Якшин В. И. Метаморфизм железно-титановых месторождений Уфалейской группы//ЗВМО, сер. II, ч. 95, вып. I, 1966.
3. Глазунов О. М. Титаномагнетитовые месторождения Западной части Восточного Саяна//Доклады VII научн. конф., вып. 4. – Томск: Изд-во ТПУ, 1957. С. 53–54.
4. Глазунов О. М. Лысанский габбро-пироксенит-серпентинитовый комплекс Восточного Саяна//Геология и геофизика, № 3, 1961. С. 61–72.
5. Глазунов О. М. Метаморфизм и некоторые особенности миграции титана в зоне Шиндинско-Дербинского разлома//Изв. Томск. политехн. ин-та, № 135, 1963. С. 48–53.
6. Глазунов О. М. Геохимия и петрология габбро-пироксенитовой формации Восточного Саяна. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1975. 204 с.
7. Заварицкий А. Н. О фузивных магматических месторождениях//Изв. АН СССР, сер. геол., 1937, № 4. С. 765–788.
8. Коржинский Д. С. Очерк метасоматических процессов//В кн.: Основные проблемы в учении о магматогенных рудных месторождениях. – Изд. АН СССР, 1955. С. 335–456.
9. Кузнецов В. Д., Саратовкин Д. Д. и др. Физика твёрдого тела, т. 1. – Томск: Изд-во ТПУ, 1937. 285 с.
10. Лихтман В. И., Ребиндер П. А., Карпенко Г. В. Влияние поверхностно-активной среды на процессы деформации металлов. – Изд-во АН СССР, 1954. 242 с.
11. Малышев И. И. Закономерности образования и размещения месторождений титановых руд. – Госгеолтехиздат, 1957. 272 с.
12. Мехоношин А. С. Геохимия элементов группы железа в габбро-пироксенит-перидотитовой серии//Глава 3 в кн.: Геохимия элементов группы железа в эндогенном процессе/Глазунов О. М., Мехоношин А. С., Захаров М. Н. и др. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1985. 200 с.
13. Мехоношин А. С., Глазунов О. М., Бурмакина Г. В. Геохимия и рудоносность метагабброидов Восточного Саяна. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1986, 106 с.
14. Михеев В. И. Рентгенометрический определитель минералов. – Госгеолиздат, 1957. 867 с.
15. Мясников В. С. Некоторые особенности месторождений титаномагнетитовых руд Урала и проявление в них метаморфизма//Геология рудн. месторожд., 1959, № 2. С. 49–62.
16. Рамдор П. Рудные минералы и их сростания. – И. Л., 1962, 1132 с.
17. Тернер Ф., Ферхуген Дж. Петрология изверженных и метаморфических пород. – Изд. ин. лит., 1961. 230 с.
18. Хисина Н. Р. Спиноидальный распад изоморфных смесей и его связь с процессами минералообразования на примере титаномагнетита из рифтовых зон Африки//Геохимия, № 10, 1975. С. 1533–1540.
19. Pääkonen V. Otanmäki the ilmenite-magnetite ores fild in Finland. Bull de la komission geol. De Finland No 171, 1956. p. 43.

ОСОБЕННОСТИ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММНОГО ПАКЕТА MICROMINE

М.Н. Макарова, Ю.Ю. Кондрашова, А.А. Бицура

ОАО «Сибцветметниипроект» г. Красноярск, Россия

Месторождение Озерное

Озёрное месторождение находится в 165 км к северу от железнодорожной станции Могзон, в 60 км от районного центра Сосново-Озерское, в 308 км от столицы республика Бурятия, г. Улан-Удэ.

Озерное месторождение входит в состав Озернинского рудного узла (ОРУ), расположенного в центральной части Курбино-Еравнинской структурно-металлогенической зоны. ОРУ включает в себя месторождения и рудопоявления свинца, цинка, меди, железных руд, бора, барита, золота, локализованных в пределах вулканогенно-осадочных пород нижнекембрийского возраста.

Главными особенностями геологического строения Озерного месторождения являются:

- крупные размеры месторождения, приуроченность к синклинальной асимметричной складке, рудовмещающая толща представлена без разрыва сплошности;
- форма рудных тел пластовая, пластообразная, ленточная с неоднородным внутренним строением;
- согласное залегание рудных тел и залежей с вмещающими породами без признаков околорудных изменений с резкими и четкими границами.

Утвержденные и состоящие на государственном балансе запасы месторождения были подсчитаны по результатам детальной разведки в 1969 г. (протокол ГКЗ № 5869 от 19.01.70 г.).

Последнее изменение в запасах, учитываемых госбалансом, произошло в 1975 г. в результате проведения в 1974–1975 гг. детальной доразведки верхних горизонтов месторождения по рекомендации межведомственной комиссии МЦМ СССР и Мингео СССР с целью перевода запасов из категории С2 в С1 в контуре участка первоочередных эксплуатационных работ будущего карьера проектируемого Озерного ГОКа. В результате полученного прироста и пересчета запасов произошло увеличение запасов категории С1, учитываемых Госбалансом.

К проектированию, согласно задания, приняты запасы, учтенные государственным балансом запасов и составляющие по состоянию на 01.01.2010 г.

Для создания модели месторождения были использованы все имеющиеся фактические геологические материалы (предоставленные заказчиком) на базе которых сделан основной подсчет запасов и последующие подсчеты и пересчеты 1970, 1972, 1976 г. Также использовалась геологическая база данных в формате Micromine, предоставленная заказчиком.

Процесс пересчета запасов состоял из нескольких этапов подготовки и обработки данных.

Первый этап – анализ предоставленной заказчиком базы данных и перенесение в горногеологическую систему Micromine. На основе предоставленной базы данных были отстроены проложения горных выработок и скважин, которые легли в основу пересчета как истинные.

На втором этапе на все разведочные сечения были привязаны в трехмерном пространстве отсканированные подсчетные материалы за все годы изучения месторождения. В результате анализа и обработки данных подсчетных таблиц основного и двух дополнительных геологических отчетов с подсчетом запасов (1969, 1971, 1975 гг.), были сведены в сводную таблицу все рудные интервалы, участвующие в подсчете за-

пасов и занесены в базу данных месторождения Озерное. Это позволило комплексно учесть все изменения, произошедшие в результате каждого доизучения.

На третьем этапе было произведено оконтуривание всех рудных тел. При этом учитывались данные по дополнительным скважинам промежуточных разрезов, что дало более точное представление о морфологии рудных тел на промежуточных линиях.

Каркасное моделирование рудной залежи производилось по контурам, интерпретированным по подсчетным разрезам. Для более правильного оконтуривания рудных тел в их контуры на разрезах были вставлены дополнительные точки через 10 м. Затем трехмерные контуры рудных тел соединялись между разведочными линиями. Таким же образом соединялись и пустые прослои. Выклинивание солидов между разведочными линиями производилось в соответствии с принципом середины расстояния.

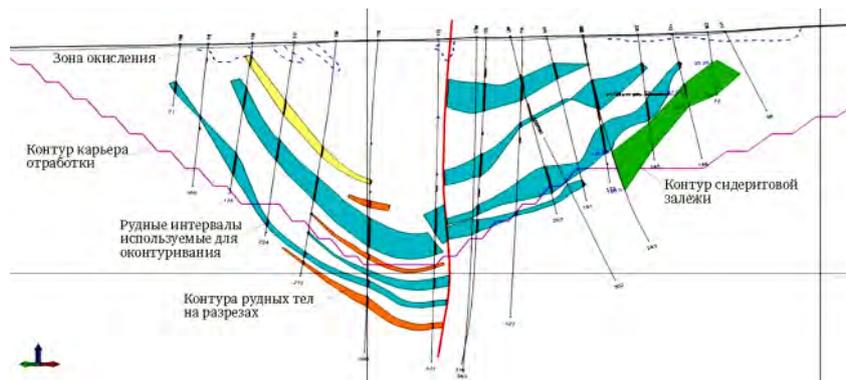


Рис. 1. Пример оконтуривания рудных тел на подсчетном разрезе по ПР-34

В результате построений была получена каркасная модель рудных тел месторождения Озерное. Для категоризации запасов по категориям запасов было произведено разделение полученных солидов рудных тел на более мелкие, где каждому каркасу присваивалась категория изученности (B; C1; C2. C1 – забалансовые). В дальнейшем это позволило точнее перераспределить запасы месторождения.

Анализ сравнения вновь построенных контуров с контурами основных подсчетов запасов показал, в основном, практически полную сходимость формы, залегания и увязки рудных тел. Также получена удовлетворительная сходимость объемов и запасов руды.

Таблица 1

Сопоставление объемов руды, полученных в Micromine 12.0, с исходными запасами по категориям запасов

| Категория | Свод запасов | ММ | Отклонение | % откл. |
|-----------|--------------|-----------|------------|---------|
| B | 4996,68 | 4602,132 | -394,55 | -7,90 |
| C1 | 28458,34 | 27920,553 | -537,79 | -1,89 |
| C2 | 2706,66 | 2958,124 | 251,46 | 9,29 |
| B+C1+C2 | 36161,68 | 35480,809 | -680,87 | -1,88 |
| з/б | 2440,84 | 2461,826 | +20,96 | +0,86 |

Для дальнейшего перераспределения запасов блоков, подсчитанных на вертикальных разрезах через 100 м, по горизонтальным блокам через 10 м, и получения максимальной сходимости с запасами, состоящими на госбалансе и принятыми к проектированию, была создана пустая блочная модель с размерами материнских блоков по 15 × 15 × 10 м, ограниченная каркасом рудных тел.

Каждому блоку блочной модели были присвоены атрибуты номеров рудных тел, номер укрупненного блока (пространство между двумя основными разведочными линиями с номером юго-западной линии). Была принята сквозная нумерация подсчетных блоков независимо от категории запасов в блоке. Нумерация укрупненных блоков при этом ведется в направлении от 47 к 24 разведочному профилю. Размер блоков по простиранию рудного тела, в основном, ограничен линиями разрезов и равен 100 м.

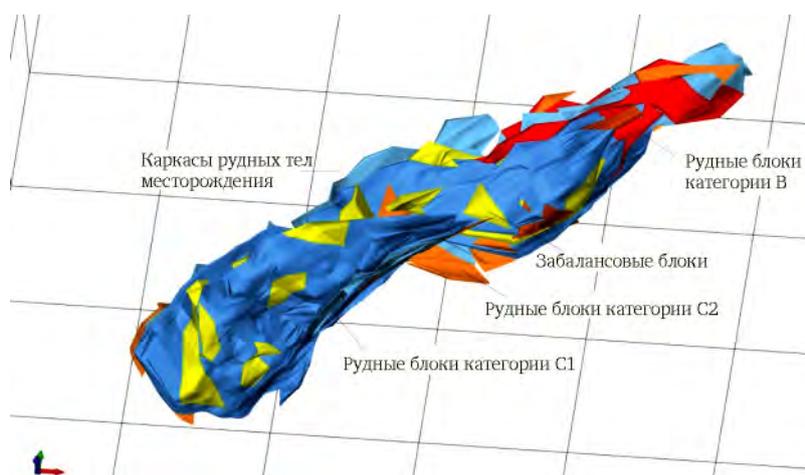


Рис. 2. Каркасы рудных тел месторождения Озерное

В некоторых случаях, (при выклинивании блока, ограничении его дайкой) длина блока увеличивается до 200 м. Вкрест простирания рудного тела размеры блоков не выдержаны и зависят от формы рудного тела. Границы блоков в основном разделяют крутопадающие и пологие участки рудного тела.

При определении количества основных и попутных компонентов, принятые значения средних содержаний компонентов также полностью соответствует цифрам, принятым при подсчетах запасов. При этом значения средних содержаний для объединенных блоков рассчитывалось как средневзвешенное по составляющим блокам.

В процессе работы по объекту были полностью переработаны материалы предыдущих подсчетов и составлена сводная таблица запасов. Для ускорения процесса интерпретации данных подсчета запасов, утвержденных ГКЗ, все блоки предыдущих подсчетов были сгруппированы в укрупненные блоки между основными разведочными линиями.

Затем запасы руды и металлов укрупненных подсчетных блоков, стоящих на балансе ГКЗ, были присвоены укрупненным блокам блочной модели. Разница в объемах была компенсирована путем введения поправочного коэффициента. Данная операция позволила произвести перераспределение запасов на горизонты без изменений.

Для категоризации запасов в контуре и за контуром карьера был построен трехмерный каркас карьера. Блокам блочной модели, попадающим в контур карьера, были присвоены атрибуты нахождения внутри карьера. Что позволило получить распределение запасов как в контуре, так и за контуром карьера.

При определении объемов дайки секущие рудные тела не учитывались. Из замеренного общего объема рудной массы (включая дайку) в дальнейшем вычитывался объем дайковых пород в цифрах, полностью соответствующих данным авторских подсчетов запасов.

Количество руды в блоках определялось путем умножения полученного объема руды без даек на величину объемной массы в блоке. Значение объемной массы в каждом блоке полностью соответствует цифрам, принятым в авторских подсчетах запасов.

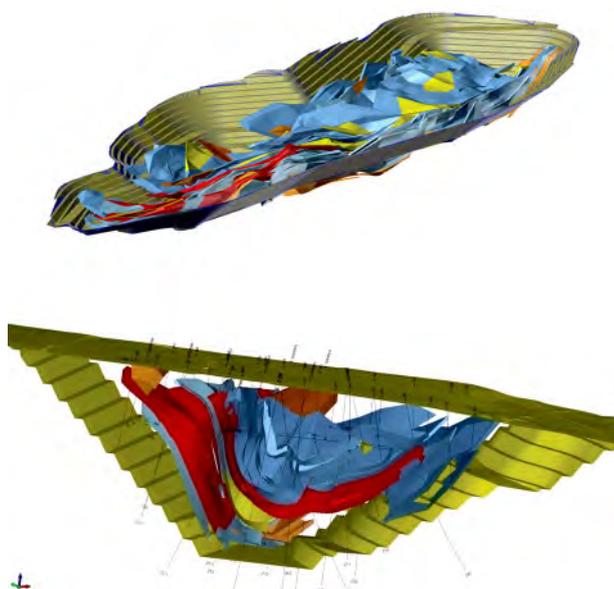


Рис. 3. Каркасная модель месторождения Озерное

Жирекенское молибденовое месторождение

Впервые запасы молибденовых руд Жирекенского месторождения были утверждены по состоянию на 01.04.1966 г. ГКЗ СССР (Протокол № 4963 от 07.09.1966 г.).

В связи с частичным неподтверждением запасов при добыче, получением дополнительной геологической информации при доразведке месторождения, проведенной после утверждения запасов, эксплуатационной разведки и изменившимися технико-экономическими условиями эксплуатации, возникла необходимость разработки новых разведочных кондиций и пересчета остаточных запасов. В феврале 2008 г. Институту ОАО «Сибцветметниипроект» было выдано задание на разработку ТЭО постоянных кондиций для поуступного подсчета запасов Жирекенского молибденового месторождения, в настоящее время находящиеся на рассмотрении в ГКЗ.

Жирекенское месторождение молибдена расположено в восточной части Забайкалья, в 7 км к северо-востоку от железнодорожной станции Жирекен.

Жирекенское месторождение представляет собой штокверк с молибденовой и медной минерализацией, сопровождаемый на северо-востоке и юго-западе серией мелких штокообразных и жилообразных рудных тел. Внутреннее строение штокверка сложное. По мере повышения содержания молибдена в оконтуривающей пробе морфология рудных тел усложняется и претерпевает значительные изменения.

Оконтуривания запасов осуществлялось несколькими этапами:

На первом этапе были построены разрезы в масштабе 1:1000 по всем разведочным линиям и погоризонтные планы в масштабе 1:2000 через 10 м с выноской фактического положения всех скважин на каждом подсчетном горизонте, с учетом их искривления, в программе AutoCAD. Линии поверхности на разрезах, скважины с данными опробования, скважины на погоризонтных планах отстроены с использованием программы Micromine. Руды месторождения не имеют четких границ и выделяются по данным опробования на основании принятого бортового содержания Мо сульфидного в крайней пробе. На разрезах выделены рудные интервалы по скважинам, соответствующие четырем вариантам бортового содержания Мо сульфидного в крайней пробе по скважине (0,01%, 0,02%, 0,03% и 0,04%) и минимальной длине рудного интервала – 10 м. При меньшей длине рудного интервала, метропроцент не должен быть ниже соответствующего значения бортового содержания. Максимальная длина безрудного или некондиционного интервала, включаемого в подсчетный контур, составляла 10 м. Если при включении в подсчетный контур безрудного интервала 10 м и менее содержание молибдена в рудном пересечении становилось ниже бортового, такой интервал исключался из подсчетного контура и выделялся, как безрудный или некондиционный прослой.

На следующем этапе произведена многовариантная увязка выделенных рудных интервалов между скважинами по падению в линиях разрезов и по простирацию между линиями разрезов в горизонтальных сечениях (планах) через 10 м (5 м). Абсолютные отметки горизонтальных сечений совпадают с рабочими уступами действующего карьера. Так как рудные интервалы по скважинам и проведенные по ним контуры запасов спроецированы на плоскость разреза, при построении погоризонтных планов решалась обратная задача. Для этого точки пересечения контуров рудных тел с линией горизонта на разрезе переносились по координатам на линию этого разреза на соответствующем погоризонтном плане, а затем проецировались на линию фактического положения скважин на этом горизонте. Затем, полученные таким образом контурные точки соединялись между собой линиями, образующими контуры запасов на плане. Такая методика позволяет наиболее точно привязать в пространстве (в пределах точности замеров искривления ствола скважины) каждое рудное пересечение, и свести к минимуму искажения контуров запасов на погоризонтных планах. Увязка рудных пересечений в пространстве по простирацию и падению выполнялась с учетом геолого-структурных условий локализации молибденового оруденения, выявленных в процессе разведки месторождения.

На разрезах, в случае интерполяции контура рудного тела по падению или по восстанию между скважинами рудное тело ограничивалось на половине расстояния между ними вертикальной линией на высоту одного или двух уступов, в зависимости от длины рудного интервала, но не более этой длины. Метод ограниченной экстраполяции использовался при оконтуривании рудного тела по падению или по восстанию от крайнего рудного пересечения или в обе стороны от одиночного пересечения. В за-

висимости от длины рудного интервала размер экстраполяции составлял от 20-ти метров до 160-ти метров, с учетом увязки рудного тела с соседними разведочными линиями. Длина линии, ограничивающей рудное тело по падению или восстанию (вертикальная мощность) составляла 10–20 м, или равнялась длине рудного интервала. В отдельных случаях, при большой длине рудного интервала (30 м и более), в основном для рудных тел, оконтуренных по бортовому содержанию Мо 0,010%, вертикальная мощность рудного тела по линии ограничения составляла 30–60 м.

На погоризонтных планах интерполяция контуров рудных тел по простиранию ограничивалась половиной расстояния до соседней разведочной линии. Горизонтальная мощность рудного тела при выклинивании принималась равной 10 м, но не более его мощности по разведочной линии от которой выполнена интерполяция контура рудного тела. В отдельных случаях с учетом увязки контуров рудных тел с соседними горизонтами ширина их при выклинивании могла превышать 10 м и определялась интерполяционным методом. Экстраполяция от крайних разведочных линий в плане принималась при ширине контура по разведочной линии 10 м и меньше – 25 м, при большей ширине – до 50 м. Ширина контура (горизонтальная мощность) при выклинивании принималась равной 10 м, но не более его ширины по разведочной линии. Исключение составляли крайние разведочные линии, в которых выделено два или более рудных интервалов, объединенных одним контуром, выделенным по более низкому бортовому содержанию Мо. При выклинивании ширина такого контура могла превышать 10 м и строилась, исходя из положения в плане, входящих в него контуров, проведенных по более высокому бортовому содержанию Мо.

По такой же методике выполнено оконтуривание запасов по бортовому содержанию Мо сульфидного 0,020% и 0,030% при минимальной длине рудного интервала по скважине – 5 м и максимальной длине безрудного и некондиционного прослоя, включаемого в подсчетный контур, – 5 м.

В результате проведенного оконтуривания запасов по всем вышеперечисленным вариантам выделилось Главное рудное тело и ряд самостоятельных мелких линзообразных и штоковидных рудных тел, расположенных по периферии Главного тела со стороны его лежащего и висячего боков. При вариантах оконтуривания по бортовым содержаниям Мо: – 0,020%, 0,030% и 0,040% Главное рудное тело по падению разделяется на три ветви: Юго-Западную, Центральную и Северо-Восточную.

По степени разведанности остаточные запасы разделены на категории В, С1 и С2, в соответствии с Методическими рекомендациями ФГУ «ГКЗ».

В результате выполненных работ обобщены материалы детальной разведки и подсчета запасов 1966 г., доразведочных работ 1966–1967 гг., 1981–83 гг., 1988–89 гг., эксплуатационных работ, а также эксплуатации месторождения по состоянию на 01.01.2010 г.

Выполнен погоризонтный подсчет остаточных запасов руды, основного полезного ископаемого (молибдена) и попутных компонентов (меди, рения и селена).

Целью настоящей работы по созданию геологической модели является создание блочной модели медно-молибденового месторождения Жирекен с использованием программного пакета Микромайн, оптимизация карьера и составление календарного графика отработки запасов.

Из полученных от заказчика файлов координат устьев, инклинометрии и опробования в программной системе MICROMINE была создана база данных по скважинам. После перекрестной проверки на возможные ошибки, база данных была использована в качестве основы для дальнейшего моделирования месторождения.

Для создания полной пространственной модели месторождения использовались данные по топографии поверхности изучаемой территории. Для этого были созданы цифровая модель топоповерхности на начало отработки месторождения и цифровая модель существующего карьера средствами MICROMINE.

Геологическая модель месторождения создавалась, по предложенному варианту параметров кондиций для утверждения ГКЗ.

В оболочку Микромайн были импортированы погоризонтные планы, построенные в AutoCad в ранее выполненном ТЭО (2010 г.) в количестве 92 штук.

В результате пространственной увязки имеющихся погоризонтных планов была получена каркасная модель рудных тел Жирекенского месторождения. Для построения каркасов балансовых руд использовались интерпретированные по подсчетным горизон-

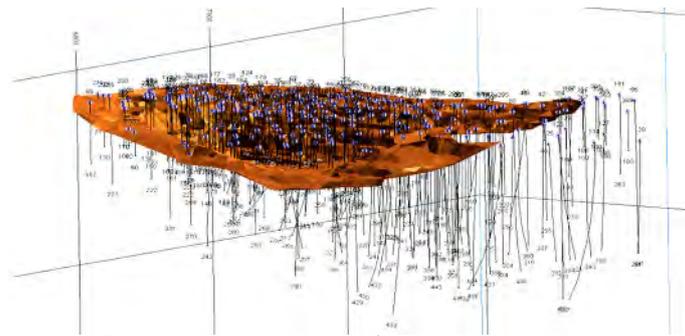


Рис. 4. Состояние работ на 01.01.2009 г.

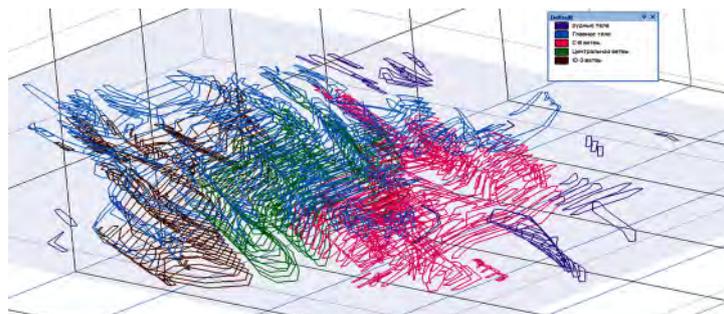


Рис. 5. Погоризонтные контуры рудных тел

там контура рудных тел по бортовому содержанию молибдена сульфидного 0,03%. Каркасы забалансовых руд были получены путем построения каркасов рудных тел по бортовому содержанию молибдена сульфидного 0,02% и вычитанием из них балансовых руд (борт 0,03%).

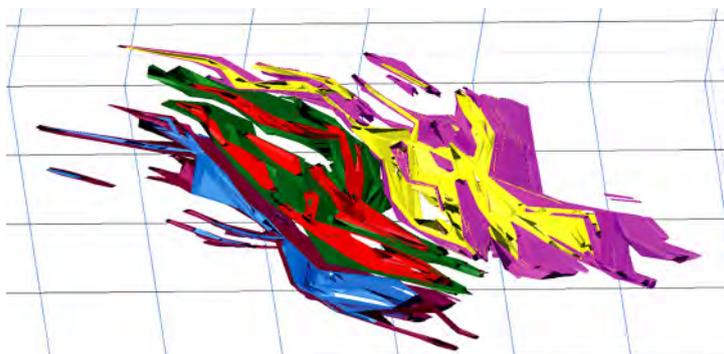


Рис. 6. Каркасы балансовых и забалансовых руд Жирекенского месторождения

Для категоризации запасов по категориям запасов было произведено разделение полученных солидов рудных тел на более мелкие, где каждому каркасу присваивалась категория изученности (B; C1; C2; и P1).

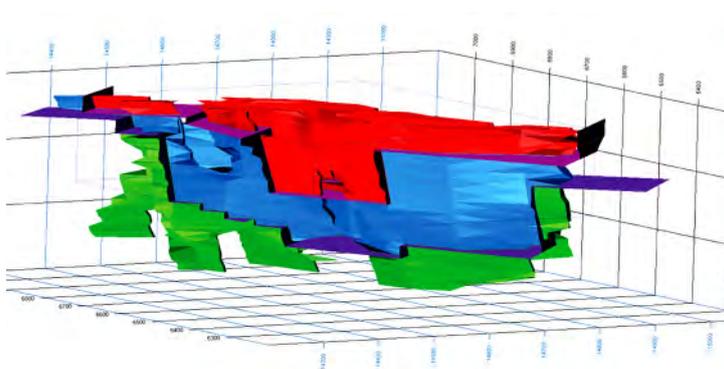


Рис. 7. Категории запасов Центральной ветви Главного рудного тела

Получена удовлетворительная сходимость объемов и запасов руды.

Таблица 2

**Сопоставление объемов руды, полученных в Micromine 12.0,
с исходными запасами по категориям запасов**

| Категория | Свод запасов | ММ | % откл. |
|-----------|--------------|----------|---------|
| B | 37705203 | 35903610 | 5 |
| C1 | 36315807 | 36448324 | 0 |
| C2 | 22406161 | 22770456 | 2 |
| B+C1+C2 | 96427171 | 95122390 | 6 |
| P1 | 620910 | 629632 | 1 |
| Итого | 97048082 | 95752013 | 1 |

Для дальнейшего перераспределения запасов блоков, подсчитанных по горизонтальным блокам через 10 м, и получения максимальной сходимости с запасами, предложенными для постановки на госбаланс и принятыми к проектированию, была создана пустая блочная модель с размерами материнских блоков по 10×10×10 м. В местах контактов модели с геологическими границами материнский блок разбивался на субблоки с размерами по осям длиной 1,0×1,0×1,0 м.

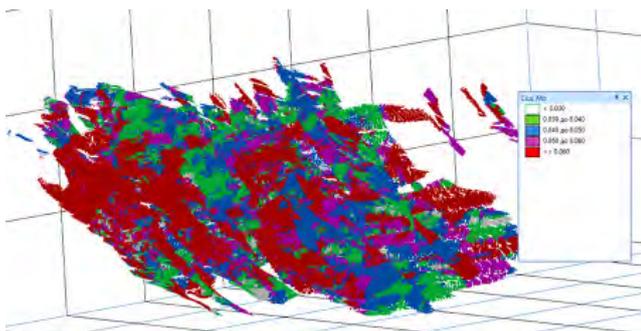


Рис. 8. Блочная модель балансовых руд

Заполнение пустой блочной модели осуществлялось методом универсального кригинга.

С применением блочного моделирования подсчитаны запасы месторождения по молибдену. Сходимость результатов получилась высокая.

Выводы

При создании геологической модели Озерного и Жирекенского месторождения с использованием программы Микромайн выявляются следующие плюсы:

- привязка в трехмерном пространстве отсканированных подсчетных материалов позволяет комплексно учесть все изменения, происшедшие в результате каждого доизучения месторождения;

- возможность сведения всех рудных интервалов, участвующих в подсчете запасов, позволяет отобразить их на вертикальных проложениях скважин на разрезах, и использовать при построении границ подсчетных блоков по рудным телам;

- при оконтуривании рудных тел согласно привязанным изображениям, путем соединения рудных интервалов с учетом утвержденных подсчетных контуров и данных по дополнительным скважинам промежуточных разрезов дает более точное представление о морфологии рудных тел на промежуточных линиях;

- разделение солидов рудных тел на более мелкие, где каждому каркасу присваивается категория изученности (B; C1; C2. C1 – забалансовые) позволяет точнее перераспределить запасы месторождения;

- разбиение материнского блока в местах контактов модели с геологическими границами на субблоки позволяет точно отображать границы рудных тел и минимизировать объемное расхождение между каркасной и блочной моделью;

- присвоение блокам, попадающим в контур карьера атрибутов нахождения внутри карьера, позволяет получить распределение запасов как в контуре, так и за контуром карьера;

- объемы руды, подсчитанные с применением блочного моделирования, имеют незначительные расхождения с объемами подсчитанными вручную и могут быть использованы при планировании и проектировании горных работ.

ПРОБЛЕМЫ ПРОИЗВОДСТВА ПЛАВИКОВОГО ШПАТА В РОССИИ

А.А. Марченко, С.П. Киселева

ОАО «Сибцветметниипроект», г. Красноярск, Россия

Плави́ковый шпат (флюорит) относится к минеральному сырью многоцелевого назначения. Благодаря своим уникальным химическим и оптическим свойствам он широко используется в различных областях производства: черной и цветной металлургии, химической, керамической, стекольной, оптической и других отраслях промышленности, сварочном производстве. Кроме того, флюорит применяется в электронике, голографии, электро- и радиотехнике, лазерной и оптической технике, в металлургии специальных сплавов и ряде других новых и новейших отраслей техники.

Мировое производство плави́кового шпата за последнее десятилетие колебалось в пределах 5,3–5,8 млн. т в год. Основными производителями плави́кового шпата являются Китай, Мексика и Европа, на долю которых приходится более 76% от его общего производства (табл. 1).

Таблица 1

Мировое производство и потребление плави́кового шпата в 2006 г. (тыс. т)

| Страна | Производство | Потребление | | Экспорт (+), импорт (-) |
|----------|--------------|-------------|-------|-------------------------|
| | | тыс. т | % | |
| США | 70 | 800 | 15,0 | -730 |
| Мексика | 950 | 300 | 5,6 | +650 |
| Европа* | 390 | 1000 | 18,8 | -610 |
| Япония | – | 480 | 9,0 | -480 |
| Китай | 2750 | 2100 | 39,4 | +650 |
| Монголия | 370 | – | – | +370 |
| ЮАР | 240 | 10 | 0,2 | +230 |
| Другие | 563 | 643 | 12,0 | -80 |
| Всего | 5333 | 5333 | 100,0 | – |

Примечание: включая Россию.
– импорт России по данным ИАЦ «Минерал» составил 220 тыс. т

Китай является не только крупнейшим производителем, но и потребителем плави́кового шпата. При этом наиболее объемной областью потребления является черная металлургия, где используется 42,9% от его общего потребления (таблица 2). По этому показателю Китай уступает только России. Второе место по потреблению занимает Европа, где преобладает использование кислотных сортов плави́кового шпата.

Таблица 2

Области потребления плави́кового шпата в различных регионах мира

| Отрасли потребления | Китай | | Европа* | | США | | Мировое | |
|-------------------------------|--------|-------|---------|-------|--------|-------|---------|-------|
| | тыс. т | % | тыс. т | % | тыс. т | % | тыс. т | % |
| Производство фторхимпродуктов | 600 | 28,6 | 450 | 45,0 | 320 | 40,0 | 1882,5 | 35,3 |
| Цветная металлургия | 400 | 19,0 | 220 | 22,0 | 300 | 37,5 | 1258,6 | 23,6 |
| Черная металлургия | 900 | 42,9 | 230 | 23,0 | 100 | 12,5 | 1679,9 | 31,5 |
| Прочие отрасли | 200 | 9,5 | 100 | 10,0 | 80 | 10,0 | 512,0 | 9,6 |
| Всего | 2100 | 100,0 | 1000 | 100,0 | 800 | 100,0 | 5333,0 | 100,0 |

Примечание: *включая Россию

Россия по разведанным запасам плавикового шпата занимает третье место в мире после ЮАР и Мексики. Почти 60 % балансовых запасов сосредоточено в Забайкалье (Читинская область и Бурятия), еще около 30 % находится в Приморском крае.

Российские месторождения плавикового шпата по качеству значительно уступают зарубежным. Среднее содержание CaF_2 балансовых запасов России составляет 38,9%, в то время как в рудах месторождений Китая – 45–60%. В России нет ни одного крупного месторождения с высококачественными рудами; запасы месторождений, на которых можно добывать кусковый плавиковый шпат, очень малы.

По масштабам добычи плавикового шпата Россия входит в пятерку мировых лидеров, уступая Китаю, Мексике, Монголии и ЮАР. Основное количество производства плавикошпатовых концентратов обеспечивает ООО «Русская горнорудная компания», ведущая разработку Пограничного и Вознесенского месторождений в Приморье (Ярославский ГОК). Остальное количество плавикового шпата добывается на пяти предприятиях Читинской области и в Бурятии. Однако, существующее производство плавикового шпата не обеспечивает потребности Российских предприятий в нем.

По прежнему острой проблемой остается качество отечественных флотоконцентратов. Основное количество этой продукции представлено маркой ФФ-90 (производитель Ярославский ГОК). В отличие от зарубежных производителей предприятия России не производят флотоконцентраты высших марок (ФФ-97), а выпуск продукции ФФ-95 незначителен. В силу этого качество продукции, поступающей на предприятия по производству плавиковой кислоты и фторсолей низкое, что создает значительные трудности потребителям. Кроме того, низкое качество отечественных флотоконцентратов является одной из причин закупок аналогичной продукции за рубежом.

Потребность российских предприятий в кусковом плавиковом шпате в настоящее время, как и в прежние годы, не удовлетворяется за счет собственного производства, которое в последние пять лет колеблется в пределах 9,3–17,9 тыс. т в год. Дефицит в куске покрывается за счет поставок из Монголии и Китая.

Острый дефицит в плавиковом шпате наблюдается и для сварочного производства. До середины 70-х годов прошлого века для этих целей использовали только кусковой плавиковый шпат. В последующие годы в связи с истощением кускового шпата стали применять флотационные флюоритовые концентраты. Сварочное производство предъявляет наиболее жесткие требования к качеству плавикового шпата. Это прежде всего относится к содержанию таких примесей, как сера, фосфор, диоксид кремния.

Основными производителями кускового плавикового шпата и высококачественных концентратов сварочного назначения являлись Калангуйский плавикошпатовый комбинат и рудник Усугли (Читинская область). Для обогащения руд на комбинате использовались ручная рудосортировка, гравитация и флотация плавикошпатовых руд. Кроме того, на комбинате действовала фабрика окомкования и опытно-промышленная установка химической доводки флотоконцентратов. Последняя обеспечивала получение высококачественной продукции для производства сварочных работ специального назначения. Потребителями продукции химической доводки были предприятия судостроения.

В настоящее время комбинат и рудники не работают, и предприятия России испытывают острый недостаток как в кусковом плавиковом шпате, так и в высококачественном концентрате, пригодном для сварочного производства.

В 1997 г. Правительством России была утверждена Федеральная программа «Руда», предусматривающая развитие сырьевой базы металлургического комплекса на 1997–2005 годы. В соответствии с этой программой рост производства плавикового шпата в стране планировался в основном за счет поддержания мощностей существующих предприятий – производителей плавиковой продукции с использованием имеющейся сырьевой базы.

Ожидалось, что в результате выполнения программы производство плавикового шпата к 2005 г. превзойдет доперестроечный уровень и составит 443 тыс. т. При этом производство будут обеспечивать действующие предприятия (ОАО «Ярославский ГОК», ОАО рудник «Усугли», ОАО «Кяхтплавик», ОАО «Забайкалплавик» и ОАО «Горная компания «Суран») за счет выполнения комплекса мероприятий по развитию мощностей на эксплуатируемых месторождениях. Однако, эта программа не была выполнена. Все предприятия, входящие в программу, за исключением Ярославского ГОКа прекратили выпуск плавикового шпата.

Таким образом, Россия, обладая значительными запасами плавикового шпата, в настоящее время производит менее 2% мировой добычи флюорита. Из них 87–90% приходится на флотоконцентраты химического назначения, причем низкого качества. Для сравнения в таблице 3 приведен фактический объем производства плавикового шпата в лучшие годы работы подотрасли и в настоящее время.

Объем производства плавикового шпата в последние пять лет постоянно снижается, что обусловлено в основном неритмичной работой Ярославского ГОКа (в 2007 г. комбинат произвел 134,9 тыс. т флотоконцентрата и 5,9 тыс. т брикетов, в последующие годы идет постоянное снижение производства концентратов и брикетов).

Таблица 3

Производство плавикошпатовой продукции

| Показатели | 1985 | | 1986 | | 2007 | |
|---|--------|-------|--------|-------|--------|-------|
| | тыс. т | % | тыс. т | % | тыс. т | % |
| Производство плавикошпатовой продукции, всего, в том числе: | 406,5 | 100,0 | 467,7 | 100,0 | 202,9 | 100,0 |
| – флотоконцентрат | 344,9 | 84,9 | 410,8 | 87,9 | 183,5 | 90,5 |
| – кусковой металлургический шпат | 39,0 | 9,6 | 26,4 | 5,6 | 17,9 | 8,8 |
| – сварочный плавиковый шпат | 22,6 | 5,6 | 30,5 | 6,5 | 1,5 | 0,7 |

Анализируя современное производство плавикового шпата, можно отметить следующее:

– качество флотационного концентрата кислотного сорта, выпускаемого Ярославским ГОКом, очень низкое. Это обусловлено сложностью минералогического состава перерабатываемых карбонатно-флюоритовых руд и тонкой взаимной проращаемостью флюорита и пустой породы. Попытки повысить качество флотоконцентратов (до ФФ-95), которые неоднократно принимались в доперестроечные времена, не дали положительных результатов. Резко падает извлечение флюорита в концентрат, что приводит к убыточности технологии;

– острый дефицит металлургических и сварочных сортов плавикового шпата, который покрывается за счет импорта из Китая и Монголии.

Учитывая эту ситуацию, на наш взгляд, целесообразно было бы организовать на Ярославском ГОКе производство флюоритовых брикетов в объеме ~100 тыс. т в год. Опыт в этом отношении у предприятия есть, на комбинате работает опытно-промышленная брикетная установка. Это позволит предприятию расширить номенклатуру выпускаемой продукции, повысить качество концентратов кислотного сорта за счет получения части продукции более низкого качества (ФФ-75, ФФ-80) и использования ее для брикетирования.

С другой стороны, учитывая постоянно растущие цены закупаемой за рубежом плавикошпатовой продукции, представляет интерес вопрос возобновления производства плавикового шпата на территории России в регионах, где он добывался ранее. Этот вопрос может быть решен путем реализации концепции комплексного освоения территориально сближенных месторождений полезных ископаемых, поднятый в статье Г.А. Юргенсона «Проблемы освоения минерально-сырьевых ресурсов флюорита в Забайкалье» (Горный журнал, № 3, 2 кн.) или на других условиях.

Представляет интерес поиск новых месторождений качественного плавикового шпата. Одним из перспективных месторождений плавикового шпата может быть Дербинская флюоритоносная зона, расположенная в Балахтинском районе Красноярского края. С Красноярском зона связана автодорогой протяженностью 200 км, первая половина которой имеет асфальтовое и бетонное покрытие, вторая представлена грунтовой и лесовозной дорогой.

Поисковые работы в Дербинской зоне проводит ОАО «Красноярскнеолсъемка». Зона имеет ширину от 5 до 10 км и протяженность 25–30 км. В пределах зоны выделяется несколько перспективных участков. Общие прогнозные ресурсы Дербинской зоны оцениваются по категории РЗ в количестве 15 млн. т руды с содержанием фтористого кальция 28–40% только на 6 участках.

Технологию обогащения флюоритовых руд этой зоны разрабатывал ОАО «Сибцветметниипроект». В период 2001–2008 годов ОАО «Сибцветметниипроект»

выполнены исследования на обогатимость четырех проб руды различных участков Дербинской зоны. Руды всех исследованных участков характеризуются силикатно-флюоритовым составом с содержанием фтористого кальция 28–32%. Исследования показали, что из исходной руды можно получать в зависимости от требований промышленности флотационные, кусковые и гравитационные плавикошпатовые концентраты.

Оценивая руды Дербинской зоны, можно отметить:

– руды исследованных участков легко обогатимы, при невысоком содержании флюорита в исходной руде в процессе переработки могут быть получены концентраты высших марок (таблица 4);

– из руд зоны возможно получение всех основных видов плавикошпатовых концентратов: кислотных, металлургических и сварочных сортов;

– месторождение расположено намного ближе по сравнению с Забайкальем и Приморьем к объектам потребления плавикошпатовой продукции, что значительно снижает транспортные расходы и стоимости продукции.

Таблица 4

**Показатели обогащения флюоритовых руд Дербинской зоны
(средние данные по 4 рудным телам)**

| Продукты | Выход, % | Массовая доля, % | | | | | Извлечение CaF ₂ , % | Марка концентрата |
|----------------------------|-------------|------------------|-------------------|------------------|------|------|------------------------------------|---|
| | | CaF ₂ | CaCO ₃ | SiO ₂ | S | P | | |
| Концентрат кусковый | 8,10 | 65,90 | – | – | 0,04 | 0,01 | 17,8 | ФК-65 |
| Концентрат флотационный | 22,21 | 97,50 | 0,3 | 1,6 | 0,05 | 0,01 | 72,2 | ФФС-97 А, ФФС-95, ФФ-95, ФФ-97 |

В последнее время помимо ОАО «Красноярскгеолсъёмка» в доразведку отдельных участков Дербинской зоны включились другие организации. Так, ООО «Минерал» (г. Красноярск) получило лицензию на разведку и добычу плавиковошпатовой руды Нижнеберезовского участка Дербинской зоны. Прогнозные запасы участка по данным поисковых работ оцениваются в 2,1 млн. тонн руды.

Возможность получения ощутимых объемов плавикошпатовой продукции из руд Дербинской зоны зависит от того, насколько быстро будет завершен комплекс работ, связанный с доразведкой месторождения, утверждения запасов и организации производства. Необходимы заинтересованные в этом организации.

Большая потребность в плавиковом шпате, крупные прогнозные ресурсы Дербинской зоны, а также расположение ее в благоприятных географо-экономических условиях – все это позволяет рассматривать зону как высокоперспективную в отношении дальнейших поисковых работ, а по уже разведанным участкам зоны необходимо привлечение инвесторов для их освоения.

МИНЕРАЛЫ ГРУППЫ СИЛЛИМАНИТА – НОВЫЙ ВИД СЫРЬЯ ДЛЯ СОЗДАНИЯ В РОССИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОИЗВОДСТВ ГЛИНОЗЕМА, СИЛУМИНА И АЛЮМИНИЯ

Г.Г. Лепезин

Институт геологии и минералогии СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Введение

В последнее время опубликован ряд обзорных работ, посвященных анализу состояния дел в алюминиевой отрасли нашей страны [Алюминиевая промышленность России в рыночных условиях, 1997; Пурденко, 1997; Сизяков, 1999; Броневой, Ланкин, 2001; Прокопов, 2002; и др.]. В них констатируется факт дефицита глиноземного сырья, но не предлагаются пути его устранения. Теоретически глинозем и алюминий можно извлекать из многих природных и техногенных продуктов. Вопрос состоит лишь в том, каковы их ресурсы, насколько они доступны, каковы затраты на освоение (себестоимость, рентабельность, окупаемость), известна ли технология добычи, обогащения и переработки, а также каковы будут экологические последствия от создания соответствующих производств. Именно с этих позиций мы далее и будем рассматривать традиционные (бокситы, нефелиновые руды) и нетрадиционные (сынныриты, анортозиты, каолины, промышленные золы, минералы группы силлиманита) виды сырья.

Традиционные сырьевые источники

Глинозем в нашей стране производят из **бокситов и нефелиновых руд**. Основные ресурсы бокситов сконцентрированы в европейской части России. В разрабатываемых месторождениях Северо-Уральского, Северо-Онежского, Средне-Тиманского и неразрабатываемом Висловском бокситоносных районах сконцентрировано около 70% разведанных запасов.

Бокситы Североуральского бокситорудного района (месторождения Кальинское и Красная Шапочка) первого сорта. Извлекаются они подземным способом с глубины 900–1000 м. Бокситы Северо-Онежского бокситорудного района низкого качества. Белгородский бокситорудный район (Иксинское месторождение) характеризуется крупными запасами бокситов высокого качества, но они находятся на глубине 500 м.

Есть бокситы и в Сибири (Чадобецкое, Барзасское, Татарское, Боксонское и другие месторождения), но они имеют сложный минералогический состав, содержат много оксидов железа, титана и соединений фосфора. Количество глинозема в них 36–40%. К числу пригодных для промышленной эксплуатации относятся бокситы Чадобецкого месторождения, но на их основе в лучшем случае можно построить глиноземный завод средней мощности.

Традиционным видом глиноземного сырья для России являются и нефелиновые руды. В настоящее время эксплуатируются Хибинские месторождения (нефелиновые концентраты с 29% Al_2O_3 и ~19% щелочей) и Кия-Шалтырское месторождение уртитов (25–26% Al_2O_3 , ~10% щелочей). Перспективными считаются Мухальское ($Al_2O_3 = 27–28\%$, $K_2O + Na_2O = 10–15\%$) и Баянкольское ($Al_2O_3 = 24–27\%$) месторождения.

Кроме Кия-Шалтырского месторождения, в Кемеровской области и Красноярском крае известно около 100 других месторождений и рудопроявлений нефелиновых руд (Горячегорское, Белогорское, Медведка, Андрюшкина речка, Ужурское, Татарское и др.). Из них два первых рассматриваются в качестве резервной базы АГК. Порядка 20 массивов находятся в Восточном Забайкалье. Содержание глинозема в рудах колеблется от 22 до 27% ($K_2O + Na_2O = 12–20\%$), наиболее богатыми являются уртиты Баянкольского месторождения ($Al_2O_3 = 26,5\%$). Оно находится в пределах нагорья Сангилен (республика Тыва). Балансовые запасы руд по категориям А+В+С оцениваются в 350 млн. тонн.

Нетрадиционные сырьевые источники

Помимо бокситов и нефелиновых руд перспективными для производства глинозема и алюминия считаются сынныриты, анортозиты, каолины, золы и минералы группы силлиманита (МГС).

Наиболее крупные скопления **сынныритов** сконцентрированы на Сыннырском, Южносакунском и Маломурунском массивах. Количество Al_2O_3 в них низкое (20–22% мас. %), а поэтому создать масштабное его производство на базе этого вида сырья невозможно. Они представляют интерес прежде всего с точки зрения получения бесхлорных калийных удобрений. Именно с этих позиций к ним и следует подходить. А глинозем, если и будет извлекаться, то только в качестве попутного продукта.

В качестве сырья для производства Al_2O_3 и алюминия часто рассматриваются и **анортозиты**. В России они пользуются широким распространением (ресурсы составляют десятки – сотни миллиардов тонн): Кольская, Анабарская, Алданская, Охотская провинции. Существует много запатентованных технологий получения из них глинозема и алюминия, большая часть которых базируется на кислотном выщелачивании (H_2SO_4 , HNO_3 , HCl). К сожалению, все они оказались не конкурентоспособными. Основными причинами неэффективности производств являются коррозия оборудования и большой выход попутных продуктов (до 15 тонн на тонну алюминия).

С точки зрения сегодняшнего дня анортозиты следует рассматривать, прежде всего, как полевошпатовое сырье, которое можно использовать при производстве керамики бытового и технического назначения, строительных материалов, абразивов, наполнителей пластмасс и резин, специальных красок и другой продукции.

Глинозем можно извлекать и из **зол ТЭЦ**. Содержание Al_2O_3 в них достигает 30–40%. Несмотря на то, что технологии переработки отходов углеперерабатывающей промышленности известны и апробированы, их практическое применение трудно реализуемо прежде всего из-за сложностей работы с кислотами, так как требуется дорогостоящее оборудование из кислотостойких материалов. Затратным является и приобретение самих кислот. Поэтому масштабное производство глинозема и алюминия из зол на настоящий момент невозможно.

Потенциальным видом сырья для производства глинозема и алюминия считаются и **каолины**. Месторождения находятся в Челябинской, Свердловской, Оренбургской, Томской, Амурской областях и в Красноярском крае. В связи с низким их качеством ($Al_2O_3 = 21–22\%$, в концентратах до 34%) и относительно небольшими запасами создание крупномасштабного производства глинозема, силумина и алюминия на базе данного вида сырья перспектив не имеет. В настоящее время каолины используются при изготовлении огнеупоров, керамики, фарфора, фаянса, пластмасс, наполнителей резины, разных сортов бумаги, красок и другой продукции.

Минералы группы силлиманита (МГС: андалузит, силлиманит, кианит) имеют общую формулу Al_2SiO_5 . Теоретически их состав (мас. %): $Al_2O_3 = 62,9$; $SiO_2 = 37,1$. Месторождения МГС в нашей стране не разрабатываются, хотя разведанные запасы руд измеряются миллиардами тонн, а потребности в них только по огнеупорной отрасли превышают 300 тыс. тонн в год. Наиболее крупные месторождения сосредоточены на Кольском полуострове (Кейвская группа), в Карелии (Хизовара), на Урале (Абрамовское, Карабашское, Борисовское, Михайловское и др.), в Сибири (Читинская область – Тымбинское; республика Бурятия – Кяхтинское; Иркутская область – Китойское; рудопоявления Витимо-Патомского нагорья; Красноярский край – Базыбайское, Заангарье Енисейского края; республика Тыва – Тарлашкинхемское, Мугурское, Моренское, Улорское; Горный и Рудный Алтай – Курайское, Чаустиновское, Бугузунское, Нижнеберезовское и др.). Практически все месторождения можно разрабатывать открытым способом. Технология обогащения включает гравитацию, флотацию, электромагнитную и электрическую сепарацию. Наиболее эффективными являются комбинированные методы.

Сравнительный анализ

Проблема дефицита глинозема в России есть и она при существующих объемах производства алюминия не может быть решена за счет отечественных бокситов, нефелиновых руд и, тем более, за счет сынныритов, анортозитов, зол и каолинов из-за низкого их качества, относительно малых запасов и отсутствия эффективных и эко-

логически безопасных технологий переработки. Наиболее перспективным сырьем для производства глинозема и алюминия применительно к нашей стране являются минералы группы силлиманита [Лепезин, 2003, 2004; Лепезин и др., 2010; Лепезин, Каргополов, 2011]. Перед всеми остальными видами глиноземного сырья они имеют явные преимущества. Состав руд, как правило, простой и на их базе можно создать безотходное производство концентратов с получением в качестве товарных продуктов МГС, кварца, рутила. Количество глинозема в концентратах достигает 60–62 мас. % (табл. 1, 2).

Таблица 1

Химические анализы концентратов минералов группы силлиманита из Российских месторождений

| SiO ₂ | TiO ₂ | Al ₂ O ₃ | FeO | MnO | MgO | CaO | Na ₂ O | K ₂ O |
|---|------------------|--------------------------------|------|------|------|------|-------------------|------------------|
| Теоретический состав минералов группы силлиманита – Al ₂ SiO ₅ | | | | | | | | |
| 37,1 | – | 62,9 | – | – | – | – | – | – |
| Среднестатистический состав минералов группы силлиманита из российских месторождений (n = 186) | | | | | | | | |
| 37,01 | – | 62,72 | 0,29 | 0,01 | 0,03 | 0,01 | 0,00 | 0,00 |
| Выборочные химические анализы концентратов минералов группы силлиманита из российских месторождений | | | | | | | | |
| 40,06 | 0,55 | 57,07 | 0,61 | 0,10 | 0,01 | 0,06 | 0,40 | 0,06 |
| 39,01 | 0,25 | 59,47 | 0,10 | 0,00 | 0,03 | 0,03 | 0,22 | 0,10 |
| 37,47 | 0,67 | 60,45 | 0,37 | 0,10 | 0,00 | 0,03 | 0,09 | 0,05 |
| 36,78 | 0,35 | 62,64 | 0,00 | 0,10 | 0,00 | 0,03 | 0,00 | 0,06 |
| 37,21 | 0,23 | 60,20 | 0,26 | 0,10 | 0,09 | 0,54 | 0,00 | 0,53 |
| 37,57 | 0,66 | 60,40 | 0,49 | 0,10 | 0,05 | 0,06 | 0,00 | 0,30 |

Таблица 2

Среднестатистические составы МГС из наиболее крупных месторождений и рудопроявлений России

| N п. п. | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | Cr ₂ O ₃ | MnO | MgO | n | Месторождения и рудопроявления |
|---------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|------|------|----|---|
| 1 | 37,1 | 62,9 | – | – | – | – | – | Теоретический состав Al ₂ SiO ₅ |
| 2 | 36,44 | 62,12 | 0,22 | 0,02 | – | – | 4 | Кейвская группа месторождений (Кольский полуостров) |
| 3 | 36,62 | 62,73 | 0,06 | 0,02 | 0,01 | 0,01 | 8 | Хизовара (Карелия) |
| 4 | 37,05 | 63,02 | 0,15 | 0,01 | 0,01 | – | 6 | Мало-Бруснянское (Урал) |
| 5 | 37,06 | 63,15 | 0,07 | 0,01 | 0,00 | – | 8 | Абрамовское (Урал) |
| 6 | 36,60 | 62,42 | 0,32 | 0,00 | 0,01 | 0,01 | 27 | Карабашское (Урал) |
| 7 | 36,63 | 62,30 | 0,30 | 0,03 | – | – | 2 | Борисовское (Урал) |
| 8 | 36,85 | 62,51 | 0,41 | – | 0,01 | 0,01 | 8 | Золотоносные пески Андрее-Юльевского прииска (Урал) |
| 9 | 36,87 | 62,38 | 0,47 | 0,01 | 0,01 | 0,01 | 4 | Рудопроявления Сангилена (республика Тыва) |
| 10 | 37,02 | 61,93 | 0,54 | 0,02 | – | – | 10 | Кяхтинское (республика Бурятия) |
| 11 | 35,91 | 61,98 | 0,19 | – | 0,01 | 0,01 | 3 | Китойское (Иркутская область) |
| 12 | 36,44 | 62,72 | 0,20 | 0,01 | 0,01 | 0,01 | 4 | Базыбайское (Красноярский край) |
| 13 | 36,77 | 62,03 | 0,87 | 0,01 | 0,01 | – | 9 | Рудопроявления Сангилена (республика Тыва) |
| 14 | 36,71 | 62,47 | 0,40 | 0,01 | 0,01 | 0,01 | 17 | Рудопроявления Сангилена |
| 15 | 36,59 | 62,88 | 0,24 | 0,01 | 0,01 | 0,03 | 11 | Рудопроявления Заангарья (Красноярский край) |

Примечание: (2–9) – кианиты, (10–13) – силлиманиты, (14–15) – андалузиты, n – число проб, по которым производилось усреднение.

За исключением высококачественных бокситов, никакой другой вид сырья при любых способах обогащения не может дать таких количеств Al₂O₃. По его содержанию они следуют за корундом, диаспором, гидраргиллитом (гиббситом) и муллитом (табл. 3).

Таблица 3

Теоретические составы высокоглиноземистых минералов (мас. %)

| Минерал | Al ₂ O ₃ | SiO ₂ | FeO | H ₂ O | Al | Si | Формула |
|-----------------------------|--------------------------------|------------------|------|------------------|------|------|---|
| Корунд | 100,0 | 0,0 | 0,0 | 0,0 | 52,9 | 0,0 | Al ₂ O ₃ |
| Бемит, диаспор | 85,0 | 0,0 | 0,0 | 15,0 | 45,0 | 0,0 | Al ₂ O ₃ ×H ₂ O |
| Муллит | 71,8 | 28,2 | 0,0 | 0,0 | 38,0 | 13,2 | 3Al ₂ O ₃ ×2SiO ₂ |
| Гидраргиллит (гиббсит) – | 65,3 | 0,0 | 0,0 | 34,7 | 34,6 | 0,0 | Al(OH) ₃ |
| Анд, Сил, Ки | 62,9 | 37,1 | 0,0 | 0,0 | 33,3 | 17,3 | Al ₂ O ₃ ×SiO ₂ |
| Ставролит | 53,4 | 28,5 | 17,0 | 1,1 | 28,8 | 13,3 | Fe ₂ Al ₉ Si ₄ O ₂₃ (OH) ₂ |
| Хлоритоид | 40,5 | 23,9 | 28,5 | 7,1 | 21,4 | 11,2 | FeAl ₂ SiO ₅ (OH) ₂ |
| Каолинит | 39,5 | 46,6 | 0,0 | 13,9 | 20,9 | 21,8 | Al ₂ O ₃ ×2SiO ₂ ×2H ₂ O |

Если учесть, что корунд и муллит не дают крупных скоплений, а качественных бокситов у нас практически нет, то МГС по своей значимости для глиноземной и алюминиевой промышленности можно поставить на первое место. Тем более это справедливо, поскольку разведанные их запасы превышают запасы бокситов и нефелиновых руд. Месторождения МГС равномерно распределены на территории России и находятся в экономически развитых регионах (Кольский полуостров, Карелия, Урал, Красноярский край, республика Тыва и другие районы).

Возможности расширения производства глинозема на базе совместной переработки нефелиновых руд и концентратов МГС

Проблема дефицита глинозема в России обсуждается на протяжении многих лет. Сибирские бокситы не перспективны, прежде всего, из-за низкого качества и относительно небольших запасов. Для обеспечения алюминиевых заводов глиноземом за счет нефелиновых сиенитов потребуются строительство, как минимум шести-семи комбинатов, сопоставимых по мощности с Ачинским. При этом руды других месторождений по своему качеству не должны уступать кия-шалтырским, а попутная продукция могла быть реализована. Это не реально.

По техническим условиям нефелиновый концентрат должен содержать (в пересчете на сухое вещество) не менее 28,5% Al₂O₃ и 17,5% Na₂O+K₂O. Поэтому их необходимо концентрировать. Сделать это можно разными способами.

1. Обогащать нефелиновые руды. Этот способ концентрирования мало эффективен. Он позволяет получать концентраты, пригодные для переработки методом спекания, но дает низкое извлечение глинозема и большой выход хвостов (табл. 4).

Таблица 4

Результаты обогащения разных типов глиноземистых руд Сибири [Лепезин, Семин, 1989]

| SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | Выход продукта, % |
|--|--------------------------------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------------------|
| Исходная порода | | | Концентрат | | | Хвосты | | | |
| Ужурские нефелиновые руды | | | | | | | | | |
| – | 21,30 | 12,78 | – | 29,70 | 2,10 | – | 19,30 | 15,20 | 19,58 |
| – | 23,50 | 9,40 | – | 29,71 | 2,79 | – | 20,82 | 12,15 | 29,49 |
| – | 22,13 | 11,14 | – | 28,73 | 3,27 | – | 18,78 | 15,58 | 35,74 |
| – | 23,80 | 9,43 | – | 32,21 | 2,19 | – | 21,20 | 11,68 | 23,94 |
| – | 20,09 | 11,10 | – | 24,66 | 4,73 | – | 16,03 | 16,80 | 46,36 |
| – | 23,39 | 9,80 | – | 27,29 | 4,62 | – | 19,52 | 14,94 | 49,85 |
| Силлиманитовые руды Кяхтинского месторождения | | | | | | | | | |
| 61,02 | 35,51 | 1,30 | 36,68 | 59,56 | 1,27 | 78,14 | 14,72 | 0,71 | 41,0 |
| Силлиманитовые руды Базыбайского месторождения | | | | | | | | | |
| 74,33 | 18,08 | 2,88 | 42,10 | 53,08 | 1,52 | 93,84 | 3,06 | – | 7,78 |
| | | | 40,32 | 55,76 | 0,47 | 92,58 | 3,03 | 0,51 | 21,08 |

Примечание. Нефелиновые руды обогащались мокрой магнитной сепарацией; силлиманитовые руды Базыбайского месторождения – электрической сепарацией, силлиманитовые руды Кяхтинского месторождения – гравитационной, электромагнитной и флотационной сепарацией.

2. Не обогащать нефелиновые руды, а добавлять в них бокситы. Это поднимет количество глинозема в рудной смеси и снизит расходные коэффициенты по сырью, топливу, основным и вспомогательным материалам. Однако, повышенное содержание в большинстве отечественных бокситов оксидов железа и необходимость их транспортировки в Сибирь из отдаленных районов страны делает данный путь экономически и технологически нецелесообразным.

3. Вводить минералы группы силлиманита в небогащенные нефелиновые руды. Последний вариант концентрирования является наиболее перспективным. Сказанное выше можно проиллюстрировать на следующем примере. Добавление 30% концентрата МГС ($Al_2O_3 = 57$ мас. %) к нефелиновой породе типа горячегорской ($Al_2O_3 = 22$ %) поднимает количество глинозема в смеси до 32,5% (табл. 5).

Напомним, что наиболее качественные кольские нефелиновые концентраты имеют 28–29% Al_2O_3 , кия-шалтырские руды – 27%, лучшие способы их обогащения дают 27–30%, теоретическое содержание глинозема в нефелине равно 35,9%. Если же смесь составить из 60% концентрата МГС и 40% нефелиновой руды, то доля Al_2O_3 в ней достигнет 43% и приблизится к его концентрации в бокситах (табл. 5).

Таблица 5

Химический состав нефелиновых руд, концентратов МГС и рудных смесей

| Руда или рудная смесь | Химический состав руды или рудной смеси | | | | |
|--|---|--------------------------------|--------------------------------|------|------------------------------------|
| | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | CaO | Na ₂ O+K ₂ O |
| Кия-Шалтырская нефелиновая руда – Кн | 40,30 | 27,00 | 4,40 | 7,90 | 14,00 |
| Горячегорская нефелиновая руда – Гн | 43,00 | 22,00 | 9,30 | 7,00 | 10,00 |
| Концентрат МГС | 40,06 | 57,07 | 0,61 | 0,06 | 0,46 |
| Кия-Шалтырская нефелиновая руда + концентрат МГС | | | | | |
| 0,7 Кн + 0,3 КМГС | 40,23 | 36,02 | 3,26 | 5,55 | 9,94 |
| 0,4 Кн + 0,6 КМГС | 40,16 | 45,04 | 2,13 | 3,20 | 5,88 |
| Горячегорская нефелиновая руда + концентрат МГС | | | | | |
| 0,7 Гн + 0,3 КМГС | 42,12 | 32,52 | 6,69 | 4,92 | 7,14 |
| 0,4 Гн + 0,6 КМГС | 41,24 | 43,04 | 4,09 | 2,84 | 4,28 |

Добавки концентратов МГС увеличат количество глинозема в смеси, одновременно снизят удельный расход нефелиновой руды, которая обеспечивает производство содой, известняка и других вспомогательных материалов. Как показали лабораторные исследования В. Д. Семина [Семина и др., 1980, 1982] при этом улучшаются и технологические качества получаемых смесей.

Практическая реализация данного подхода позволила бы: 1) повысить производительность и выпуск глинозема на существующих мощностях и по существующей технологии в 1,2–1,6 раз при использовании рудной смеси с содержанием концентрата МГС 30–60%; 2) сократить выход шлама, эксплуатационные затраты на производство одной тонны глинозема, его энерго- и материалоемкость и трудозатраты; 3) повысить производительность; 4) использовать без обогащения низкокачественные нефелиновые руды. При этом переработка смесей может быть осуществлена хорошо освоенным методом спекания и на действующем оборудовании без конструирования и освоения новых его типов.

Идея совместной переработки МГС и нефелиновых руд в свое время поддерживалась Госпланом СССР [Протокол от 30.01.1987 г.], ВАМИ Протокол № 8 отраслевой секции по производству глинозема и химической продукции от 18.03.1987 г.], Ачинским глиноземным комбинатом [Протокол совещания от 13.11.1990 г.]. Она подробно изложена в статье «Перспективы развития сырьевой базы алюминиевой промышленности Сибири» [Лепезин, Семина, 1989]. Поскольку технология разрабатывалась в лабораторных условиях [Семина и др., 1982; авторское свидетельство АС 734959, опубликовано в Б. И., 1980, № 18], то следовало бы провести опытно-промышленные испытания.

Создание промышленного производства силумина и алюминия на базе МГС с привлечением электротермии

В настоящее время силумин производят сплавлением кристаллического кремния и алюминия в электрических или пламенных печах. Этот способ требует электролитического производства алюминия, характеризуется высокими затратами на получение глинозема, анодной массы, криолита, фтористого алюминия, электроэнергии, а также на капитальное строительство крупных цехов с электролизерами и преобразовательных подстанций. Альтернативой данной технологии является электротермия. Детальный обзор ее становления и развития в России и Мире в целом дан в статье А. М. Салтыкова и А. Ю. Баймакова [2003]. В промышленность технология внедрена на Днепровском алюминиевом заводе в 1964 году. В 1948 году в Центральной лаборатории Уральского алюминиевого завода получали кремниевое-алюминиевые сплавы из кианитовых концентратов Абрамовского месторождения (Свердловская область). В начале 60-х годов прошлого столетия на Иркутском алюминиевом заводе велись опытно-промышленные испытания получения электротермического силумина из силлиманитовых концентратов Кяхтинского месторождения (Бурятия).

Выплавка алюминий-кремниевый сплав ведется восстановительной плавкой брикетов, состоящих из концентрата МГС, каолина, глинозема и восстановителей с получением в качестве промежуточного продукта сплава с 32–35 кремния. При этом в качестве восстановителей используются смеси из древесного угля, нефтяного кокса, каменного угля, древесной золы.

По многочисленным экспертным оценкам специалистов, электротермическое получение силумина и алюминия имеет следующие преимущества [Веригин, 1958; Беляев, 1970; Брусаков и др., 1965, 1978, 1981, 1987; Гасик и др., 1971; Калужский и др., 1980]: 1) из производственного цикла исключается сложное и дорогостоящее производство глинозема; 2) мощность рудотермической печи намного выше мощности электролизера (одна печь производительностью в 10 тыс. тонн алюминия в год может заменить 30 электролизеров); 3) нет надобности преобразовывать переменный ток в постоянный, а это сокращает потери электроэнергии; 4) отпадает необходимость использовать фтористые соединения; 5) расход электроэнергии на единицу получаемой продукции снижается на 20%, а ее себестоимость на 30%; 6) капитальные затраты на строительство цеха с рудотермической печью на 30–40% ниже капитальных затрат на строительство глиноземного и электролитического цехов. Производство силумина даже с использованием электролитического алюминия для разбавления дает значительный экономический эффект (табл. 6). Обратим внимание еще на одно принципиально важное обстоятельство. Поскольку сырье местное, то полностью устраняется внешняя сырьевая зависимость и к минимуму сводятся транспортные издержки.

Таблица 6

Технико-экономические показатели электротермического способа получения алюминия и его сплавов по сравнению с электролитическим [Костюков и др., 1974]

| Показатели на одну тонну продукта | Литейные алюминиевые сплавы | Деформируемые сплавы и алюминий | Силумин, получаемый разбавлением |
|---------------------------------------|-----------------------------|---------------------------------|----------------------------------|
| Снижение капитальных вложений, % | 30–40 | 30–35 | 10–12 |
| Снижение себестоимости, % | 25–35 | 15–25 | 8–10 |
| Снижение расхода электроэнергии, % | 10–15 | | 5–7 |
| Повышение производительности труда, % | 20–40 | | 10 |

Технология электротермии ведет к снижению удельных и капитальных затрат. При этом доля их снижения напрямую зависит от единичной мощности рудотермической печи. Широкие перспективы ее увеличения открывает использование плазменного нагрева, который к предлагаемому способу производства алюминия и его сплавов позволяет [Калужский и др., 1978; 1980]: 1) получать высокие температуры при большой концентрации энергии в реакционном пространстве; 2) стабилизировать электрический режим работы печи при его независимости от электрических свойств шихты; 3) создавать высокое напряжение на плазменной дуге, позволяющее привле-

катель плазмотроны большей мощности при сравнительно небольшой силе тока; 4) работать в широком диапазоне температур в любой среде. При этом в качестве плазмобразующих могут использоваться аргон, водород, воздух, природный газ и их смеси.

По имеющимся публикациям, в случае применения плазмотрона в плавильном агрегате примерный расход электроэнергии составит 10–12 тыс. кВт·ч на одну тонну кремний-алюминиевого сплава. Для сравнения отметим, что расход электроэнергии при электролитическом производстве одной тонны алюминия превышает 16 тыс. кВт·ч.

Институт геологии и минералогии и Институт теплофизики СО РАН провели совместные исследования по плавлению кианитовых концентратов в восстановительных условиях с применением плазмотрона. Получены кремний и силумин следующих составов (мас. %). **Кремний:** Si = 99,4–100; Ti = 0,0–0,01; Fe = 0,0–0,5; Al = 0,02–0,4, **Кремний-алюминиевый сплав:** Al=83,4–99,5; Si = 0,5–15,0; Ti = 0,02–0,2; Fe = 0,0–0,4. По содержанию вредных примесей они превышают технические требования, предъявляемые к подобному виду продукции.

Если технология электротермического получения силумина и алюминия из МГС является эффективной, экономически оправданной и апробирована в промышленных масштабах, то почему это производство не развивается в нашей стране? У нас что, нет подобного вида сырья? Напротив, его ресурсы измеряются миллиардами тонн. Наиболее крупные их скопления сконцентрированы в четырех провинциях (Кейвы – Кольский полуостров, Карелия, Урал, Сибирь). Разведанные запасы МГС в пересчете на конечный продукт – алюминий, превышают 400 млн. тонн (табл. 7). Если его производить в тех объемах, в которых он производится в последнее время РУСАЛОМ, то разведанных запасов хватит более чем на 100 лет.

Таблица 7

Разведанные запасы и прогнозные ресурсы руд, содержащих минералы группы силлиманита, (Al₂SiO₅), глинозема и алюминия в России, тыс. тонн [Лепезин, 2003; 2004; 2005]

| Район | Руда | Al ₂ SiO ₅ | Al ₂ O ₃ | Al |
|---|----------|----------------------------------|--------------------------------|---------|
| Разведанные запасы (категории C ₂ , C ₁ , B, A) | | | | |
| Кольский полуостров | 3400000 | 1186879 | 676518 | 358556 |
| Карелия | 116820 | 25000 | 14250 | 7553 |
| Урал | 66684 | 11710 | 6675 | 3537 |
| Сибирь | 511750 | 13109 | 74732 | 39608 |
| Итого разведанных запасов | 4095254 | 1236698 | 772175 | 409254 |
| Прогнозные ресурсы (категории P ₂ , P ₃) | | | | |
| Кольский полуостров | 11000000 | 3840000 | 2188230 | 1159762 |
| Урал | 109890 | 30000 | 17100 | 9063 |
| Сибирь | 8138400 | 2588517 | 1475455 | 781991 |
| Итого прогнозных ресурсов | 19248290 | 6458517 | 3680785 | 1950816 |

Заключение

Сопоставив объемы производства алюминия и глинозема (~4,2 и ~3,0 млн. тонн соответственно), получаем дефицит Al₂O₃ примерно в 5 млн. тонн, причем приходится он в основном на Сибирские алюминиевые заводы. Решить проблему дефицита при существующих объемах производства алюминия за счет отечественных бокситов, нефелиновых руд, сынныритов, анартозитов, золоотвалов и каолинов невозможно. Выход из создавшегося положения только один – вовлечь в переработку другие виды сырья с применением новых технологий. Таким сырьем являются минералы группы силлиманита. Их можно перерабатывать совместно с относительно бедными нефелиновыми рудами или напрямую получать из них силумин и алюминий с использованием электротермии, минуя стадию производства глинозема.

Само собой разумеется, что создать крупномасштабное электротермическое производство силумина и алюминия на базе минералов группы силлиманита в короткий срок невозможно, поэтому предлагается следующая последовательность про-

ведения конкретных мероприятий для постепенного перехода от одного вида сырья к другому и от одной технологии к другой.

1. Освоить месторождение МГС с производительностью концентрата в 10–30 тыс. тонн в год. Оно должно находиться в районе с развитой инфраструктурой и недалеко от железной дороги. Такие месторождения в России имеются, на их освоение потребуются один – два года и относительно небольшие капитальные затраты.

2. Создать промышленное производство концентратов МГС. Дело это беспроигрышное, так как на данную продукцию есть спрос в огнеупорной, керамической и в других отраслях народного хозяйства.

3. Провести опытно-промышленные испытания по совместной переработке нефелиновых руд и минералов группы силлиманита.

4. Провести опытно-промышленные испытания по электротермическому производству кремний-алюминиевых сплавов и алюминия из концентратов МГС.

По мере получения результатов далее можно переходить к освоению крупных месторождений минералов группы силлиманита и к созданию промышленных производств глинозема, силумина и алюминия.

То, что мы предлагаем – это не косметический ремонт алюминиевой отрасли, а принципиально новое решение проблемы ее сырьевой базы. Нашей стране не повезло с бокситами, но ей повезло с минералами группы силлиманита, и было бы крайне неразумно не воспользоваться этим преимуществом. **Переход на электротермический способ производства силико-алюминия и алюминия на базе минералов группы силлиманита для России имеет стратегическое значение. Все другие пути решения проблемы бесперспективны.**

ЛИТЕРАТУРА

1. Алюминиевая промышленность России в рыночных условиях//Под ред. В. В. Кулешова. Новосибирск: ИЭиОП СО РАН. 1997. 142 с.
2. Беляев А. И. Металлургия легких металлов.//М., Metallurgia. 1970. 365 с.
3. Бронева В. А., Ланкин В. П. Состояние и возможные направления развития сырьевой базы алюминиевой промышленности России//Цветные металлы. 2001. № 3. С. 19–54.
4. Брусаков Ю. И., Веригин В. М., Варюшенков А. И., Чельцов В. М. Опытно-промышленные испытания и крупнолабораторные исследования по электротермическому изучению алюминий-кремниевых сплавов и переработке их на силумин//Труды ВАМИ. Л.: ВАМИ. 1965. № 54–55. С. 242–256.
5. Брусаков Ю. И., Ржавин С. А., Чесноков В. А. Сравнительная эффективность использования кремнезем-глиноземистого сырья при электротермическом производстве алюминий-кремнистых сплавов//Труды ВАМИ. Литье и обработка алюминия. 1978. № 102. С. 64–70.
6. Брусаков Ю. И., Варюшенков А. И., Володатский В. Ф. Усовершенствование технологии производства кремния в алюминий-кремниевых сплавах в печах большой мощности//Труды ВАМИ. Научные исследования и опыт проектирования в металлургии легких сплавов. 1981. С. 110–116.
7. Брусаков Ю. И., Гпазатов А. Н., Запщинский И. С. Изучение условий шлакообразования при электротермическом производстве алюминий-кремниевых сплавов//Труды ВАМИ. Интенсификация производства продукции из алюминия, кремния и их сплавов. 1987. С. 67–77.
8. Веригин В. Н. Электротермический способ получения алюминия и его сплавов//Труды Вост.-Сиб. Филиала АН СССР. 1958. т. 2. вып. 13. С. 72–86.
9. Гасик М. И., Емлин Б. И., Климович Н. С., Хитрик С. И. Электроплавка алюмосиликатов.//Металлургия. 1971. 304 с.
10. Калужский Н. А., Козлов В. М., Останин Ю. Д., Черняховский Л. В. Использование плазменного нагрева для восстановления глиноземсодержащих материалов при получении алюминиевых сплавов//Труды ВАМИ. Литье и обработка алюминия. 1978. № 102. С. 59–63.
11. Калужский Н. А., Добаткин В. И., Гопиенко В. Г. и др. Перспективы электротермического производства алюминиевых сплавов//Цветные металлы. 1980. № 1. С. 40–50.

12. Костюков А.А., Киль И.Г., Никифоров В.П. и др. Справочник металлурга по цветным металлам. Производство алюминия. Разд. 5//: Металлургия. 1974. 560 с.
13. Лепезин Г.Г., Семин В.Д. Перспективы развития сырьевой базы алюминиевой промышленности Сибири//Геология и геофизика. 1989. № 2. С. 85–95.
14. Лепезин Г.Г. Есть ли будущее у российского алюминия//ЭКО. 2003. № 5.– С. 144–159.
15. Лепезин Г.Г. Стратегия развития сырьевой базы алюминиевой промышленности России.//Химия в интересах устойчивого развития. 2004. N 12. С. 501–516.
16. Лепезин Г.Г. Состояние сырьевой базы алюминиевой промышленности России и стратегия ее развития.//Маркшейдерия и недропользование. N2. 2005. С. 19–24.
17. Г.Г. Лепезин, С.А. Каргополов, В.А. Жираковский. Минералы группы силлиманита как новое перспективное сырье для алюминиевой промышленности России.//Геология и геофизика. 2010. N12. с. 1605–1617.
18. Г.Г. Лепезин, С.А. Каргополов. Возможность создания производства силумина на базе минералов группы силлиманита//Цветные металлы. 2011. № 1. с. 45–50.
19. Прокопов И.В. Алюминиевая промышленность России и Мира на рубеже веков. Прогнозы роста и потребления//Цветные металлы. 2002. № 2. С. 70–77.
20. Пурденко Ю.А. Алюминиевая промышленность России: состояние, проблемы и перспективы развития//Иркутск: Вост.–Сиб. кн. изд-во. 1997. 136 с.
21. Салтыков А.М., Баймаков А.Ю. Становление и развитие электротермического производства алюминиево-кремниевых сплавов//Цветные металлы. 2003. № 7. С. 101–104.
22. Семин В.Д., Медведев Г.П., Семина З.Ф. А.С. 734952 (СССР). Способ переработки низкокачественного щелочного алюмосиликатного сырья//Опубл. в Б.И. 1980. № 18.
23. Семин В.Д., Медведев Г.П., Семина З.Ф., Урванцев В.В. Изыскание эффективной технологии комплексной переработки низкокачественных алюмосиликатных пород//Научные основы комплексного использования руд и концентратов. М.: ЦМЕТ АН СССР. 1982. ч. 1. С. 54–60.
24. Сизяков В.М. Состояние алюминиевой промышленности России. Проблемы. Перспективы развития. Аналитический обзор//Записки Горного института. 1999. С. 123 –144.

ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Ш. Н. Назыров

ОАО «Сибцветметниипроект», г. Красноярск, Россия

Введение

Неоспоримой тенденцией развития мировой горной промышленности на обозримую перспективу считается стабильная ориентация на открытый способ разработки, как обеспечивающий наилучшие экономические показатели. На его долю приходится до 73 % общих объемов добычи полезных ископаемых в мире (в США – 83 %, в странах СНГ – около 70 %). [1]. В России открытым способом добывается 91 % железных руд, более 70 % руд цветных металлов и 60 % угля. Если учесть, что по мере роста глубины карьеров доля затрат на карьерный транспорт доходит до 55–60 % в общей себестоимости добычи полезного ископаемого, то вполне очевидным представляется тезис о том, что вопросы развития и совершенствования карьерного транспорта являются одними из основных для открытых горных разработок.

Основными факторами, определяющими развитие карьерного транспорта, являются систематически усложняющиеся горно-геологические и горно-технические условия разработки. Известно, что развитие открытого способа разработки сопровождается ростом концентрации производства, увеличением глубины и пространственных размеров карьеров, расстояния и сложности транспортирования горной массы. Определяющим при этом является показатель глубины карьеров. Отметим, что 18 железорудных карьеров СНГ уже имеют глубину более 200 м, а 5 – более 300 м. Основной объем добычи и выемки горной массы в железорудной подотрасли в ближайшие десятилетия будет осуществляться путем освоения глубоких горизонтов. Аналогичные тенденции имеют место и в других отраслях горно-добывающей промышленности. Самым глубоким среди угольных разрезов является Коркинский, проектная глубина которого – 630 м, а достигнутая – 455 м. Такие крупные разрезы как Кедровский, Междуреченский, им. 50-летия Октября достигли глубины 220 и более метров при проектной – 300–360 м. Существующим проектом предусмотрена разработка Баженовских месторождений асбеста до глубины 680 м. На алмазодобывающем карьере «Мирный» в конце отработки глубина достигла 560 м. Проектная глубина других кимберлитовых карьеров составляет 600 и более метров.

За рубежом глубокие карьеры представлены, в основном, предприятиями, разрабатывающими месторождения руд цветных металлов. Это Бингхем, Твин Бьютс, Беркли, Мишон, Сиеррита (США), Чукикамата (Чили), Эндако (Канада). Антик (Швеция), Токвепала (Перу), Эрцберг (Австрия) и др. Проектная глубина этих карьеров превышает 250–300 м, а карьеры Токвепала, Сиеррита и Палабора будут разрабатываться до глубины 500–550 м.

Не вдаваясь в анализ влияния различных факторов на показатели работы транспорта при увеличении глубины карьеров, приведем ориентировочные цифры снижения производительности транспортных средств при понижении горных работ на 100 м:

- для автосамосвалов такое снижение составляет 25–39 %;
- для локомотивосоставов – 8,5–20 %.

Приходится констатировать, что до настоящего времени на большинстве карьеров полной компенсации снижения технико-экономических показателей транспортирования горной массы с увеличением глубины разработки обеспечить не удается. В связи с этим транспортная проблема была и остается одной из важнейших проблем разработки глубоких карьеров.

Циклично-поточная технология при разработке карьеров

Критериями технологической и экономической эффективности разработки карьеров являются выбор рациональной и эффективной технологии и структуры комплексной механизации вскрышных и добычных работ при разработке глубоких горизонтов.

Одно из основных направлений технического прогресса при разработке глубоких карьеров – внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ) горных работ с использованием комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта.

Объемы транспортирования горной массы с использованием конвейерного транспорта на предприятиях Канады, США, Австралии, Чили и других стран в настоящее время составляют до 50% от общего объема добычи минерального сырья. Эффективность применения конвейерного транспорта доказана многочисленными научными и проектными разработками и, отчасти, опытом эксплуатации на карьерах России, Украины, Узбекистана. Наиболее широкое применение ЦПТ получила в железорудной промышленности. В настоящее время его применяют на Оленегорском и Ковдорском ГОКах (Россия), Полтавском, Южном, Ингулецком, Центральном, Новокриворожском и Северном ГОКах (Украина), Навоийский ГМК (Узбекистан). Вместе с тем, доля конвейерного транспорта не превышает 10% в общих объемах перевозки скальной горной массы на карьерах стран СНГ.

Применение ЦПТ рассматривалось как основное направление решения транспортной проблемы глубоких карьеров, способное помочь выйти из сложившейся кризисной ситуации. При этом ориентировались на мировой опыт использования ленточных конвейеров для подъема горной массы из карьеров. По данным зарубежных источников применение конвейерного транспорта обеспечивает значительное снижение расходов на энергоносители (на 65–70%) и еще более впечатляющее повышение производительности труда (затраты на рабочую силу уменьшаются на 80–93% [2]).

При этом конвейерный транспорт характеризовался наименьшими среди прочих основных видов технологического карьерного транспорта затратами энергии на подъем горной массы (его удельная энергоемкость – расход условного топлива на подъем 1 тонны горной массы на один метр – составляет 1,7–2,3 г, тогда как для автомобильного и железнодорожного аналогичный показатель составляет 4,5–5,2 и 3,4–4,4 г у. т./тхм, соответственно [3]). Но со временем приходится констатировать, что практика применения конвейерного транспорта на карьерах СССР, а затем и в странах СНГ пока не подтверждает столь значительное улучшение технико-экономических показателей, а начавшееся в 70–80 х годах интенсивное внедрение ЦПТ на горно-рудных предприятиях не привело к ожидаемым масштабам развития конвейерного транспорта.

В таблице 1 приведены данные динамики фактических и прогнозных объемов перевозок горной массы с применением технологического конвейерного транспорта (на основе составленного ИГД УрО РАН «Свода показателей развития горных предприятий Минчермета СССР до 2010 года» [4]). В соответствии с ними уже в 1990 г. предусматривались объемы перевозок горной массы с применением ЦПТ в объеме 262,7 млн. т. Фактические же объемы составили 177,7 млн. т. В последующие годы ситуация выглядела следующим образом: 1995 г. – планируемые объемы – 305,5 млн. т, фактические – 92,9 млн. т; 2000 г. – планируемые – 370 млн. т, фактические – 112,8 млн. т; 2005 г. – планируемые – 375,9, фактические – 165,5 млн. т.

Столь существенное различие прогнозных и фактических объемов перевозок горной массы с применением конвейерного транспорта свидетельствует о том, что либо были допущены ошибки при оценке реальных возможностей ЦПТ, либо нерациональным было использование ее преимуществ при внедрении на конкретных предприятиях. Полагаем, что имели место оба этих фактора. Вместе с тем, есть основания считать, что темпы внедрения ЦПТ на горно-рудных предприятиях могли быть значительно выше, если были бы рационально реализованы преимущества ЦПТ, строго воплощены конкретные рекомендации научно-исследовательских институтов.

Проблема заключается в различии технологических подходов. Если на зарубежных предприятиях применение конвейерного транспорта изначально было ориентировано на полуперемещаемые дробильные установки с последующим переходом на передвижные, то на горных предприятиях стран СНГ конвейерные комплексы были построены со стационарными дробильными корпусами, что в некоторых случаях становилось препятствием для дальнейшего развития карьера. На Полтавском ГОКе после многолетней эксплуатации дробильной установки с ограниченной мобильностью вынуждены были перейти на использование передвижного дробильного агрегата фирмы Krupp Fordertechnik, что позволило снизить высоту подъема горной массы автотранспортом до 107 м и высвободить 9 автосамосвалов. Следует отметить, что зачастую негатив-

Таблица 1

Фактические и прогнозируемые объемы перевозок с применением конвейерного транспорта на железорудных карьерах России, Украины и Казахстана (1990–2011 гг.)

| Объемы перевозок, млн т | 1990 г. | 1995 г. | 1997 г. | 1998 г. | 2000 г. | 2005 г. | 2011 г. (прогноз) |
|---|-------------|------------|-----------|-----------|-----------|-------------|-------------------|
| Горная масса в том числе: | 177,7/262,7 | 92,9/305,5 | 117,7 | 112,5 | 112,8/370 | 165,5/375,9 | -/377,4 |
| руда | 149,3 | 89,3 | 101,3 | 100,8 | 93,5 | – | – |
| вскрыша | 28,4 | 3,6 | 16,5 | 11,7 | 19,3 | – | – |
| Россия, всего, в том числе: | 39,2/51,5 | 26,65/57 | 32,0 | 29,4 | 22,0/79,0 | 32,0/74,0 | -/72,2 |
| руда | 35,4 | 26,05 | 31,6 | 29,4 | – | – | – |
| вскрыша | 3,8 | 0,6 | 0,4 | 0,38 | – | – | – |
| Оленегорский ГОК, (ОАО «ОЛКОН»), всего, в том числе: | 9,1/10,0 | 4,05/10,5 | 3,3/10,5 | 3,4/10,5 | 5,9/9,5 | 3,8/4,0 | -/1,2 |
| руда | 9,1 | 4,05 | 3,3 | 3,4 | 5,9 | 3,8 | – |
| вскрыша | – | – | – | – | – | – | – |
| Ковдорский ГОК, всего, в том числе: | 14,2 /26,0 | 8,9/31,0 | 8,4/31,0 | 8,0/31,0 | 15,4/31,0 | 28,2/31,0 | -/32,0 |
| руда | 14,2 | 8,9 | 8,4 | 8,0 | 9,14 | 15,1 | – |
| вскрыша | – | – | – | – | 6,0 | 13,1 | – |
| Костомукшский ГОК, (ОАО «Карельский окатыш») всего, в том числе: | – | – | – | – | -/19,0 | -/19,0 | -/19,0 |
| руда | – | – | – | – | -/19,0 | -/19,0 | -/19,0 |
| вскрыша | – | – | – | – | – | – | – |
| Сойленский ГОК, всего, в том числе: | 15,9/15,5 | 13, 7/15,5 | 13,1/15,5 | 18,4/15,5 | 0,65/19,5 | -/20,0 | -/20,0 |
| руда | 12,1 | 13,1 | 12,7 | 18,0 | 0,43 | – | – |
| вскрыша | 3,8 | 0,6 | 0,4 | 0,38 | 0,22 | – | – |
| Украина, всего, в том числе: | 138,6/177,2 | 66,3/07,5 | 78,2/ | 85,7/ | 91,1/ | 90,5/257,7 | -/261 |
| руда | 113,9 | 63,3 | 68,1 | 69,7 | 78,0 | 72,2 | – |
| вскрыша | 24,7 | 3,0 | 10,1 | 16,1 | 13,1 | 18,3 | – |
| Ингулецкий ГОК, всего, в том числе: | 33,0/ 34,6 | 24,6/ 34,7 | 25,27 | 25,9 | 27,6/35,2 | 33,9/ 34,7 | -/35,0 |
| руда | 33,0 | 24,6 | 16,1 | 10,6 | 27,6/35,2 | – | – |
| вскрыша | – | – | 15,12 | 16,44 | – | – | – |
| ЮГОК, всего, в том числе: | 24,6/20,0 | 11,9/20,0 | – | – | 17,6/34,0 | 17,4/34,0 | -/34,0 |
| руда | 24,6/20,0 | 11,9/20,0 | – | – | 17,6/34,0 | 17,4/34,0 | – |
| вскрыша | – | – | – | – | – | – | – |
| НКГОК, всего | 28,1/31,1 | 10,4/46,5 | 12,6 | 10,3 | 15,0/56,5 | /56,5 | -/56,5 |
| СевГОК, всего, в том числе: | 23,1/32,9 | 8,2/47,3 | 11,2 | 8,5 | 0,05/72,5 | 9,6/72,5 | -/76,0 |
| руда | 15,9 | 7,44 | 6,39 | – | 5,22 | 7,0 | – |
| вскрыша | 7,2 | 0,76 | 0,6 | – | 0,83 | 2,6 | – |
| ЦГОК, всего, в том числе: | 17,05/28,0 | 5,3/28 | 7,4/28 | 8,8/28 | 0,8/28,0 | 10,4/28,0 | -/28,0 |
| руда | 5,0 | 4,07 | 5,4 | 5,3 | 5,6 | 5,7 | – |
| вскрыша | 12,05 | 1,23 | 2,0 | 3,5 | 5,2 | 4,7 | – |
| Полтавский ГОК, всего, в том числе: | 12,70/ 30,6 | 6,1/31,0 | 13,3/31,0 | 16,5/31,0 | 14,2/32,0 | 7,6/32,0 | -/32,0 |
| руда | 12,7 | 6,1 | 7,6 | 7,5 | 8,3 | 7,6 | – |
| вскрыша | – | – | 5,7 | 9,0 | 5,9 | – | – |
| Казахстан, всего | -/34,0 | -/41,0 | – | – | /33,0 | /43,0 | /44,2 |
| Качарский ГОК, всего | -/34,0 | -/41,0 | – | – | -/33,0 | -/43,0 | -/44,2 |

* В числителе – фактические, в знаменателе – прогнозируемые объемы перевозок

ный опыт применения ЦПТ связан не столько с техническими недостатками собственно конвейерного транспорта, сколько с нерациональными конкретными решениями по выбору способов вскрытия горизонтов карьера под конвейерные подъемники.

В технологических схемах с открытым размещением конвейеров стационарные и передвижные дробильно-перегрузочные комплексы примыкают непосредственно к стационарным конвейерным подъемникам, что требует дополнительного разноса

борта карьера или оставления постоянных целиков под площадки для их размещения. Разнос бортов карьера увеличивает объем вскрыши, в целиках пород теряется часть полезного ископаемого, что снижает конкурентоспособность конвейерного транспорта. В ИГД УрО РАН разработаны способы вскрытия горизонтов, устраняющие эти недостатки, в частности, за счет совмещения предохранительных и транспортных берм [2]. И все же основной тенденцией для отработки глубоких горизонтов карьеров с применением конвейерного транспорта является переход от стационарных дробильно-перегрузочных пунктов к передвижным дробильно-перегрузочным комплексам, за счет мобильности которых обеспечивается приближение конвейерного транспорта к интенсивно развивающейся рабочей зоне карьера путем оперативного переноса блоков комплексов по мере углубления горных работ. Схемы ЦПТ с передвижными дробильно-перегрузочными комплексами в блочном исполнении позволяют повысить адаптивность транспортной системы карьера к изменяющимся горно-техническим условиям разработки и позволяют перейти в перспективе на гибкие переналаживаемые технологии.

Если говорить о позитивном опыте строительства и эксплуатации конвейерной транспортной системы в странах СНГ, то наибольший интерес представляет, прежде всего, применение ЦПТ на карьере Мурунтау (Навоийский ГМК, Узбекистан) [5].

На карьере до дробильно-перегрузочного пункта порода доставляется автосамосвалами грузоподъемностью 136 т. Поточное звено этого комплекса ЦПТ (табл. 8.2.1.) состоит из двух конвейерных линий (ширина ленты 2,0 м), каждая из которых включает по два наклонных, одному передаточному, магистральному и отвальному конвейеру, а также консольному отвалообразователю. Наклонные конвейеры ($\alpha=15^\circ$) расположены в одной траншее. Общая длина конвейерной линии № 1 составляет 3375 м, линии № 2–5385 м.

Проектная производительность каждой линии – 12,8 млн. м³/год, комплекса в целом – 25,6 млн. м³/год (плотность пород 2,6 т/м³). Стыковка циклического и поточного звеньев комплекса ЦПТ осуществляется через полустационарные дробильные перегрузочные пункты (ДПП), оснащенные дробилками КВКД-1200/200. Каждый ДП может работать на любую из двух конвейерных линий.

Циклично-поточная технология в карьере Мурунтау является характерным примером ее использования при разработке сложно-структурных месторождений. Однако, возможности этой технологии полностью не используются, что прежде всего связано с надежностью работы самого комплекса ЦПТ и дефицитом горной массы, поступающей из циклического звена по различным причинам (изменение производительности горно-перерабатывающего комплекса, многообразие потребительских свойств разрабатываемой горной массы, отставание перегрузочных пунктов от зон интенсивного ведения горных работ, отсутствие транспортных связей рабочего пространства с перегрузочными пунктами и т. д.).

Первые годы эксплуатации комплекса ЦПТ в карьере показали, что в проектом варианте планируемые показатели его работы достигнуты быть не могут из-за того, что:

- горные работы ранее велись без учета применения автомобильно-конвейерного транспорта в будущем, а это задержало ввод комплекса в эксплуатацию и привело к увеличению количества самосвалов в циклическом звене на 30 %;
- существование жесткой связи между циклическим и поточным звеньями снижало производительность комплекса на 25 %;
- не было учтено постоянное изменение числа экскаваторов в циклическом звене из-за чередования в забоях рудных и породных участков, что приводило к потере комплексом 8–10 % производительности;
- отсутствие увязки режима работы циклического и поточного звеньев комплекса ЦПТ снижало производительность на 15 %;
- не было учтено, что часть вскрышных пород должна быть вывезена в отвалы автотранспортом из-за невозможности прекращения работ в породных забоях при простоях конвейеров без нарушения баланса добычных работ.

С целью адаптации к различиям в режимах работы циклического и поточного звеньев применяются временные аккумулярующие склады. На следующем этапе формирования транспортной системы карьера предусмотрено введение в состав комплекса автономных модулей-перегрузочных с крутонаклонными (до 40°) конвейерами, а также с компактными дробильно-перегрузочными пунктами в комплексе с горизонтальными и слабонаклонными сборочными конвейерами.

Перспективы применения крутонаклонных конвейеров в карьерах России и СНГ

Особенностью развития открытых горных работ на больших глубинах карьеров является усложнение горнотехнических условий разработки. С увеличением глубины карьеров ухудшаются технико-экономические показатели горных работ, что обуславливается увеличением длины транспортных коммуникаций, ростом количества единиц транспортного оборудования и числа рабочих, занятых его обслуживанием. Эксплуатация в карьере большого числа действующих автосамосвалов оказывает отрицательное воздействие на санитарно-гигиенические условия атмосферного воздуха рабочих зон.

Одним из важных направлений повышения эффективности и конкурентоспособности конвейерного транспорта является использование крутонаклонных конвейеров (КНК).

Следует отметить, что в последнее время КНК начинает находить все большее применение в горнодобывающей промышленности за рубежом, как, например, на меднорудном карьере <Майданпек> в Югославии.

По результатам исследования тенденций и интенсивности изменения оценочных показателей определены области применения крутонаклонных конвейеров в комплексах ЦПТ.

Установлено, что при годовой производительности комплексов ЦПТ в 5–10 млн. т крутонаклонные конвейеры целесообразно использовать при высотах подъема горной массы более 100–200 м. В этих условиях при меньших удельных эксплуатационных расходах (на 5–15%) удельные капитальные затраты на комплексы ЦПТ с крутонаклонными конвейерами существенно ниже (на 13–30%). Кроме того, использование крутонаклонных конвейеров предпочтительнее по производительности труда на одного трудящегося комплекса ЦПТ (повышается на 8–20%).

С повышением производительности комплексов ЦПТ до 20–30 млн. т в год крутонаклонные конвейеры целесообразно использовать при высотах подъема горной массы более чем на 200–300 м. В этих условиях, при практически равных удельных эксплуатационных расходах, удельные капитальные затраты на комплексы ЦПТ с крутонаклонными конвейерами ниже на 6–20%.

Однако эти предпочтительные области применения крутонаклонного конвейерного подъема по сравнению с обычными конвейерными подъемниками удается выделить, главным образом, при существенных различиях затрат на горно-капитальные работы. Это связано с тем, что дополнительные объемы горной массы по разному бортов карьеров для размещения дробильно-конвейерных комплексов в 1,4–1,6 раза меньше в вариантах с применением крутонаклонных конвейеров. Указанные объемы составляют, например, 3,4 млн. м³ при глубине расположения площадки дробильно-перегрузочного пункта 100 м и 40,5 млн. м³ – при глубине расположения площадки 500 м.

В ИГД УрО РАН разработаны такие схемы вскрытия с применением автомобильно-конвейерного транспорта, которые позволяют практически исключить эти дополнительные объемы горно-капитальных работ [6,7]. В них предусмотрено совмещение наклонных предохранительных и транспортных берм, проработаны варианты рационального размещения стационарных и передаточных конвейеров и дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП). Установлено, например, что схема вскрытия горизонтов размещения ДПП траншеей под ленточный подъемник на постоянном борту карьера должна соответствовать схеме вскрытия наклонным стволом и квершлагом. При этом ДПП также должны размещаться на временных целиках пород; стационарный конвейерный подъемник – на постоянном борту карьера параллельно границе между рабочим и постоянным бортом карьера; передаточные ленточные конвейеры – в наклонных или крутых полутраншеях на постоянном борту. Расстояние между целиком пород с ДПП и стационарным конвейерным подъемником должно обеспечивать безопасность последнего при срабатывании целика пород с использованием взрывных работ.

Размещение ДПП на временных целиках пород исключает выемку дополнительной вскрыши от горно-подготовительных работ под площадки этих пунктов в отличие от размещения их на участках постоянного борта карьера, как это имеет место в большинстве проектов ЦПТ. С учетом того, что дополнительные объемы разнота

борта для размещения конвейерных траншей за счет совмещения наклонных предохранительных и транспортных берм также незначительны, общие объемы разноработки борта для размещения дробильно-конвейерного комплекса на нерабочем борту карьера практически сводятся к нулю. При этом условия различия в приведенных вариантах применения крутонаклонных и обычных ленточных конвейеров в общем случае становятся незначительными, что не позволяет строго определить область их рационального применения. Очевидно, что использование крутонаклонного конвейерного подъема всегда целесообразно в особых (стесненных) условиях разработки месторождений, когда применение обычных ленточных конвейеров при размещении их в траншеях на борту карьера либо затруднено, либо невозможно.

Следующая основная причина недостаточно эффективного применения ЦПТ связывается с нерациональными проектными решениями по выбору оборудования и организации взаимодействия дробильно-конвейерного комплекса со смежными звеньями. Следует отметить, что в этом плане научно-исследовательскими и проектными институтами также наработан большой объем методического материала. Вопрос лишь в правильном выборе методик для обоснования конкретных проектных решений. Вместе с тем, возможности параметрической адаптации систем с конвейерным транспортом на карьерах еще далеко не исчерпаны. Это, в первую очередь, касается систем с автомобильно-конвейерно-железнодорожным (а-к-ж.д.) транспортом, которые получили распространение сравнительно недавно. Несмотря на ряд преимуществ а-к-ж.д. транспорт имеет и большой недостаток – многозвенность, которая вызывает снижение производительности системы из-за колебания производительности смежных участков.

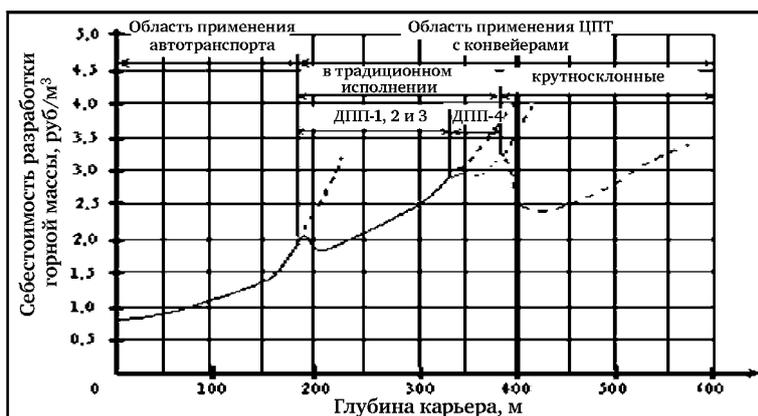


Рис. 1. Область применения автомобильного и автомобильно-конвейерного транспорта в карьере Мурунтау

Отмеченные отрицательные тенденции, связанные с понижением горных работ, характерны и для карьера Мурунтау, горные работы в котором в настоящее время ведутся на глубине 560 м, в перспективе могут опуститься до глубины 1000 м. Совершенно очевидно, что при отработке такого сверхглубокого карьера наиболее сложной проблемой становится выбор эффективного вида транспорта. Опыт эксплуатации комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау показал, что при достижении карьером глубины порядка 350–400 м эффективность его использования существенно снижается (рис. 1).

Эта тенденция обусловлена: необходимостью выполнения весьма больших объемов горно-капитальных работ для размещения наклонных конвейеров, достигающих в горнотехнических условиях карьера Мурунтау 50–60 млн. м³, что требует увеличения годовой производительности карьера по горной массе на 5–6 млн. м³ и дополнительных капитальных вложений, в которых испытывается острый дефицит;

- отставанием строительства перегрузочных пунктов от развития горных работ и понижения рабочей зоны, вследствие чего к моменту их ввода в эксплуатацию не происходит запланированного сокращения расстояния транспортирования горной массы и транспортных затрат;
- зацеличиванием значительных запасов полезного ископаемого под концентрационными горизонтами и площадками перегрузочных пунктов.

Приведенный на рис. 1 график характеризует область эффективного использования циклического и циклично-поточного видов транспорта в карьере Мурунтау. Анализ полученной зависимости показывает, что автомобильный транспорт эффективен до глубины карьера 150 м, а возможности существующего комплекса ЦПТ практически исчерпаны.

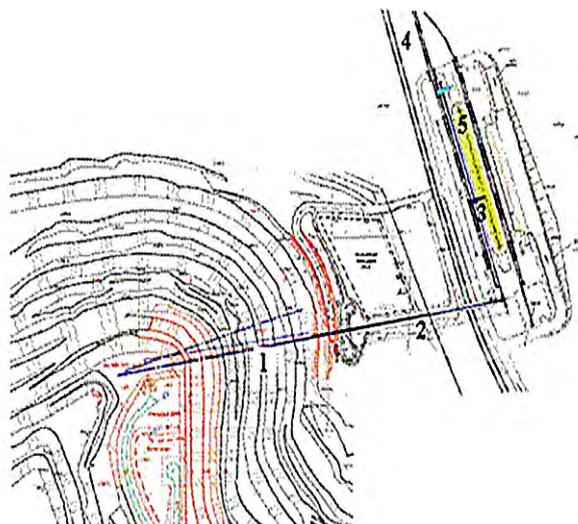


Рис. 2. Проект строительства «ЦПТ – РУДА» на северо-восточном борту карьера: 1 – КНК-270; 2 – передаточный конвейер; 3 – отвальный конвейер с автостеллой и ОПМ-3500; 4 – ж. д.пути; 5 – оперативный штабель руды

Наиболее эффективным техническим решением в этих условиях является переход от конвейеров традиционного исполнения к крутонаклонным конвейерам (КНК), способным осуществлять транспортировку горной массы под углом, достигающим 90° [8].

Таким образом, постановка вопроса о целесообразности применения КНК на карьере Мурунтау является своевременной и актуальной (рис. 2).

ГП «Навоийский ГМК» (НГМК) на золоторудном месторождении «Мурунтау» (Узбекистан) ввел в эксплуатацию комплекс для транспортировки горной массы, инвестиции – 70 млн. долл. На проектную мощность конвейер планируется вывести к 2012 г. [9].

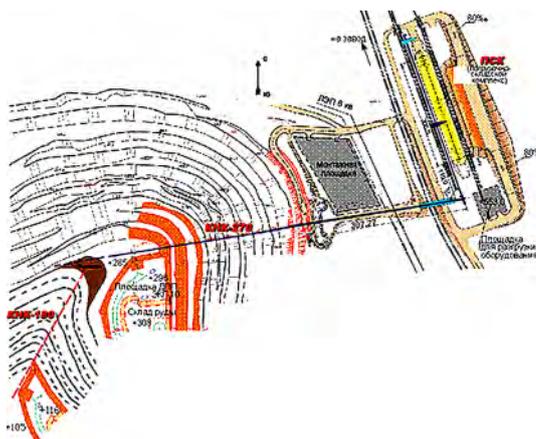


Рис. 3. Ситуационная схема ЦПТ-руда с крутонаклонными конвейерами и перегрузкой в ж. д.транспорт

По расчетам специалистов НГМК, использование крутонаклонных конвейеров увеличит на 23% выдачу руды Мурунтау на поверхность – до 30–40 млн. т против нынешних 28–29 млн. т. А также позволит увеличить глубину карьера до 1 тыс. м с нынешних 560 м постепенным вовлечением в отработку руды с содержанием золота от 1 до 1,5 г/т.

Комплекс включает в себя круто наклонный конвейер (КНК-270) мощностью 14 млн. т руды в год с углом подъема 37 градусов, а также сопутствующую инфраструктуру.

Конвейер поставил украинский ЗАО «Новоукраинский машзавод», дробильно-перегрузочный комплекс – Howard Trading Inc. (зарегистрирована в Украине).

Ни в одном предприятии стран СНГ, имеющих комплексы циклично-поточной технологии, угол подъема не превышает 15 градусов. Еще одна важная особенность нового комплекса заключается в том, что с момента разгрузки самосвалов руда в дробилку будет подниматься по конвейеру и сразу же загружаться в думпкары, которые будут стоять под погрузочной машиной, без промежуточного перегрузочного пункта (рис. 3).

Следует отметить, что в последнее время КНК начинает находить все большее применение в горнодобывающей промышленности за рубежом, как, например, на меднорудном карьере <Майданпек> в Югославии. Ведутся проектные проработки по использованию КНК на карьерах Костомукшинском, Ковдорском, Сухой Лог, Эрдэнет (Монголия).

Выводы

1. Основные причины недостаточного использования преимуществ ЦПТ на горных предприятиях России:

а) Отставание от мирового уровня развития геотехники и, как следствие, отсутствие эффективного отечественного оборудования, главным образом, мобильных дробильных и дробильно-перегрузочных комплексов ЦПТ, а также средств конвейерного крутонаклонного подъема горной массы.

б) Необходимость выполнения большого дополнительного объема вскрышных работ по разносу нерабочего борта карьера или оставления целиков для размещения дробильно-перегрузочных пунктов внутри карьера, что снижает конкурентоспособность применения схем с конвейерным транспортом горной массы.

в) Нерациональные решения по выбору структуры комплексной механизации основного горно-транспортного оборудования, организации работы дробильно-конвейерных комплексов.

2. Внедрение ЦПТ выполняется без корректировки действующих проектов разработки месторождений.

3. Необходимо изучение зарубежного опыта применения ЦПТ на карьерах.

ЛИТЕРАТУРА

1. Мельников Н. Н., Решетняк С. П. Перспективы решения научных проблем при отработке мощных глубоких карьеров//Горное дело: ИГД СО РАН.– Якутск, 1994.– с. 14–23.

2. Столяров В. Ф. Проблема циклично-поточной технологии глубоких карьеров.– Екатеринбург: Уро РАН, 2004.– 232 с.

3. Лель Ю. И. Теоретические основы выбора карьерного транспорта рудных карьеров.– Диссертация д-ра техн. наук/ИГД им. Скопинского.– М., 1978.– 421 с.

4. Свод показателей развития горных предприятий Минчермета СССР до 2010 г. (по проектным данным)/ИГД Минчермета СССР. Свердловск, 1987.– 242 с.

5. Яковлев В. Л., Попов В. Ю., Котяшев А. А., Коснарев Е. С. Повышение безопасности и эффективности эксплуатации железнодорожного транспорта в условиях открытых горных разработок//Проблемы карьерного транспорта: Материалы международной научн.– техн. конф.– Екатеринбург: ИГД УрО РАН.– 2002.– с. 94–97.

6. Яковлев В. Л., Смирнов В. П., Берсенев В. А. Устройство дробильно-конвейерных комплексов на глубоких карьерах.– Екатеринбург: ИГД УрО РАН.– 2003.– 42 с.

7. Берсенев В. А., Бахтурин Ю. А. Особенности формирования дробильно-конвейерных комплексов при отработке глубоких карьеров//(Мельниковские чтения). Доклады международной конференции, 6–10 июля 1998. -Том 4.– Екатеринбург, 1998. 87 с.

8. Эффективность проектируемого комплекса ЦПТ-руда с крутонаклонным конвейером для карьера Мурунтау/Кучерский Н. И., Мальгин О. Н., Сытенков В. Н. и др.//Горный журнал, 2005, № 11.- с. 59–63.

9. ПРАЙМ-ТАСС (www.prime-tass.ru)

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИНВЕСТИЦИОННОГО ПРОЕКТА МОДЕРНИЗАЦИИ СИСТЕМЫ ЭНЕРГООБЕСПЕЧЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯ ПО ДОБЫЧЕ НИКЕЛЯ

А.Е. Череповицын, А.А. Соломатина

Санкт-Петербургский государственный горный университет (СПГГУ),
г. Санкт-Петербург, Россия

Общие сведения о никеленосной провинции Камчатки

Камчатка – одна из крупнейших никеленосных провинций, по масштабам оруденения занимающая 3–4 место в мире в ряду месторождений руд этого класса. [1] Она представлена месторождениями и рудопоявлениями Шанучского рудного поля и Квинум-Кувалорогской никеленосной зоны, расположенных на расстоянии около 500 и 200 км, соответственно, от краевого центра в северной и южной частях Срединно-Камчатского кристаллического массива.

Кроме значительных запасов никеля, велико и содержание полезного компонента: в среднем около 5%, при том что богатыми считаются руды со средним содержанием более 1%. Разработкой месторождений медно-никелевых руд на Камчатке занимается закрытое акционерное общество научно-производственная компания «Геотехнология». Кроме того, предприятие активно ведет геологоразведочные работы на территории Камчатского края и в Амурской области.

На данный момент ведется опытно-промышленная отработка месторождения Шануч и продолжаются геологоразведочные работы на территории Квинум-Кувалорогской никеленосной зоны. Готовой продукцией предприятия является никелевая руда (никелевый концентрат), полученная после дробления и прошедшая обогащение путем рентгенорадиометрической сепарации, упакованная в мягкие контейнеры.

Месторождение Шануч располагается в Быстринском административном районе Камчатского края, в 172 км от с.Мильково. Ближайший населенный пункт пос. Ичинский на побережье Охотского моря. Месторождение состоит из нескольких медно-никелевых рудных тел и относится к месторождениям нагорного типа, условия разработки – средней сложности.

Отработка запасов месторождения осуществляется комбинированным способом. Запасы верхней части до высотной отметки +450 м отрабатывались карьером, нижняя часть месторождения до отметки +300 м – подземным рудником.

Строительство предприятия началось в 2005 году, первая тонна руды добыта в 2007 г. На данный момент завершена опытно-промышленная отработка Шанучского кобальт-медно-никелевого месторождения открытым способом. Введен в эксплуатацию подземный рудник, строительство которого закончено примерно на 50% (на 40% закончен комплекс поверхности и на 60% непосредственно участок подземных выработок).

Месторождение «Шануч» представлено сульфидными рудами. Основными ценными компонентами в руде являются никель – 5,0–5,27%; медь – 0,77–1%, кобальт – 0,11–0,16%. Наряду с этим, в рудах присутствует 0,2–0,3 г/т платины, 0,2–0,3 г/т палладия, 0,1–0,2 г/т золота.

Запасы никеля по состоянию на 01.01.2010 года учитываются на месторождении Шануч по категории С1 в количестве: руды – 990,609 тыс. тонн, никеля 58,993 тыс. тонн; по категории С2: руды – 229,494 тыс. тонн, никеля 9,296 тыс. тонн. Забалансовые запасы составляют 4,647 тыс. тонн руды и 0,097 тыс.тонн никеля. Балансовые запасы меди по кат. А+В+С1 составляют в количестве: руды – 990,609 тыс. тонн, меди – 8,536 тыс. тонн; по кат. С2: руды – 229,494 тыс. тонн руды и 1,964 тыс. тонн меди. Балансовые запасы кобальта кат. С2–229,49 тыс. тонн руды, кобальта – 307,52 тонн [2,12].

Дальнейшее наращивание запасов предприятия возможно преимущественно в результате поисково-оценочных работ на площади месторождения, где выявлен ряд геофизических и геохимических аномалий, перспективных на выявление медно-никелевых руд. Также ресурсный потенциал медно-никелевых руд может быть

существенно расширен за счет дальнейшего изучения Дукукского рудного узла и, в первую очередь, Квинумской группы рудопоявлений, прогнозная оценка которых значительно превышает оценку месторождения Шануч.

Транспортировка добытой горной массы осуществляется автотранспортом в накопительные склады г. Петропавловск-Камчатский – на расстояние 552 км. Далее – до потребителя – морской транспорт.

Грузооборот предприятия зависит, в основном, от производительности рудника, от переработки кобальт-медно-никелевых руд, а также от объема материалов, необходимых для обеспечения производственного цикла производства. Основным составляющим объема грузов, прибывающих на предприятие, является дизельное топливо.

Возможности по объему грузоперевозок существующей транспортной сети ограничены. По заключению Центрального научно-исследовательского и проектного Института транспортного строительства, выполнявшего анализ состояния дорог и мостов, допустимый объем грузоперевозок от месторождения Шануч до г. Петропавловск-Камчатский не превышает 100,0–120,0 тыс. тонн в год. После выхода объемов добычи подземного рудника на проектную мощность (140,0–200,0 тыс. т/год) данная пропускная способность станет узким местом в производственно-транспортной цепочке.

Крайнее несоответствие объемов добычи руды горнодобывающих производств и допустимых объемов грузоперевозок по транспортной сети Камчатской области требует высокой степени компактирования добываемого сырья с использованием технологий обогащения (флотационная, магнито – флотационная и др. схемы) или пирометаллургии. В связи с этим, планируется строительство металлургического завода по переработке никелевых концентратов в сульфидно-никелевый штейн.

Ввиду сложных горно-геологических условий добычи, отсутствия инфраструктуры в районе работ, не развитой транспортной сети и ряда других факторов, себестоимость производимой продукции – никелевого концентрата достаточно высока. Это приводит к тому, что одной из основных проблем развития предприятия являются значительные колебания мировых цен на никель. Особенно ощутимо на предприятии отразилось падение цен в 2008 году. График изменения цен на никель представлен на рис. 1.

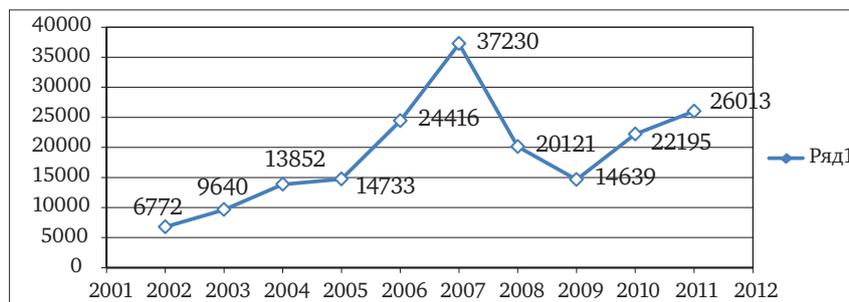


Рис. 1. Динамика среднегодовых цен на рафинированный никель (спот) на Лондонской бирже металлов (ЛБМ), долл./т

Также серьезной экономической проблемой предприятия является ограниченный рынок сбыта. На данном этапе развития предприятия рентабельными являются продажи за границу, а внутренний рынок предлагает цену, не покрывающую даже себестоимость производства. Так как основным потребителем продукции предприятия является Китай, то изменения в законодательстве, регулирующем экспорт, или перемены в политической ситуации приводят к остановке реализации.

Одними из основных стратегических проблем горнодобывающей промышленности Камчатского края являются оторванность месторождений от основных транспортных путей и отсутствие их энергетического обеспечения.

Транспортные коммуникации полуострова находятся в крайне неудовлетворительном состоянии, поэтому для освоения месторождений, расположенных в отдаленных и труднодоступных условиях, предприятиям необходимо проектировать и строить дорожную сеть, объекты энергетической и социальной инфраструктуры. В связи с этим объемы инвестиций значительно возрастают, что приводит к ухудшению экономических показателей деятельности предприятий и отнесению к нерентабельным значительных запасов минерального сырья [3].

Проблемы энергоснабжения Шанучского никелевого рудника

Энергоснабжение большинства горных предприятий осуществляется следующими основными способами [4]:

- от автономных источников питания;
- от собственных электростанций, связанных с энергетической системой;
- от энергетических систем;
- от автономных, не связанных друг с другом тепловых электростанций;
- а также от передвижных дизель электростанций питаются шахты и рудники небольшой производительности, расположенные в малоосвоенных районах и удалённые от ЛЭП энергосистемы.

Небольшое число рудников имеют собственные промышленные электростанции. Они работают с использованием добываемого топлива, связаны ЛЭП с энергосистемами и могут поставлять электроэнергию энергосистемам [4].

Оптимизация затрат на закупку электроэнергии и обеспечение надежности энергоснабжения – одна из основных задач предприятия горной промышленности [5]. В связи с полным отсутствием у энергосистемы свободной электрической мощности в районе расположения добычных работ и первоначально невысокими энергетическими нуждами, было реализовано обеспечение электроэнергией от собственных автономных дизельных электростанций.

Современные энергетические установки позволяют использовать различные виды топлива – газообразное, жидкое, твердое. Среди традиционных «покупных» видов топлива только природный газ позволяет собственной электростанции конкурировать по себестоимости производимой энергии с централизованным энергоснабжением. Поэтому, говоря о малой энергетике, целесообразно иметь в виду, прежде всего, газопоршневые или газотурбинные электростанции. Однако повсеместно применяются и другие виды топлива – как правило, основным фактором выбора вида топлива является его доступность непосредственно в районе электростанции (угли, торфы, нефть, попутный нефтяной или коксовый газы, щепа и т. п.) [6].

Энергоснабжение действующего предприятия – опытно-промышленного рудника Шануч осуществляется посредством дизельных электростанций (ДЭС). Учитывая все вышесказанное, можно сделать предположение, что дальнейшее обеспечение предприятия энергией от автономных ДЭС будет являться технологически нецелесообразным и экономически невыгодным.

Шанучский никелевый рудник, работающий в режиме опытно-промышленной эксплуатации, к 2014 г. должен перейти в режим промышленной разработки. К 2017 г. на Квинумской площади будут подготовлены балансовые запасы никеля и построен второй в Камчатском крае никелевый рудник. Суммарная добыча никеля на двух предприятиях достигнет 10 тыс. тонн и будет поддерживаться до 2025 г. и в последующие годы [7].

Для повышения добавленной стоимости, рентабельности и конкурентоспособности данных никелевых предприятий возможно строительство металлургического завода по переработке никелевых концентратов в сульфидно-никелевый штейн [8]. При этом энергетические затраты будущего металлургического производства потребуют увеличения мощности существующих электростанций в 10 раз.

Уже на данном этапе затраты на тепло-электроэнергию на предприятии ежегодно растут. Ниже представлены графики потребления по годам и тенденция роста затрат.

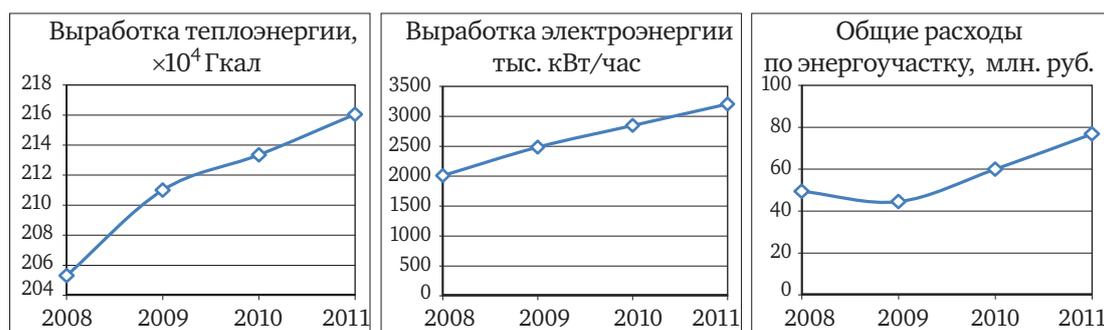


Рис. 2. Тенденции роста затрат

Альтернативные источники энергоносителей

Ежегодно в рамках «северного завоза» на Камчатку ввозится около 200 тыс. т топочного мазута, 35 тыс. т дизельного топлива, 45 тыс. т автомобильного бензина, 250–270 тыс. т угля. Кроме того, значительная часть топлива поступает по прямым заказам предприятий и импорту. Бюджет края несет значительные расходы на ежегодной закупке различных видов топлива. Кроме того, энергообеспечение основанное, на привозных ресурсах, сопряжено с определенной долей риска. Так, в конце 90-х в Камчатском крае была не редкой ситуация, когда электроэнергию в районы областного центра и других населенных пунктов подавали по графику на несколько часов в сутки. В то же время на полуострове имеется наличие местных энергетических ресурсов [9].

Основа для перевода энергетики Камчатского края на местные энергоресурсы фактически уже создана. Завершение строительства 7 мини-ТЭЦ на местном угле в северной части Камчатского полуострова, а также строительства газопровода, включая газификацию южной части региона, и завершение строительства каскада мини-ГЭС, оптимизация электросетей и структуры энергопотребления составляют первый этап модернизации энергетического сектора экономики (2007–2010 гг.). Доразведка газовых ресурсов, увеличение потребления газа до 1,3–1,5 млрд. м³, геологическое опоскование 4 из 6 известных потенциально перспективных площадей суши на наличие промышленных запасов углеводородов и ввод не менее двух из них в освоение, строительство единичных локальных геотермальных и ветровых электростанций, а также первой очереди нефтеперерабатывающего завода мощностью 0,2–0,3 млн. т представляют мероприятия второго этапа (2011–2017 гг.), завершающего решение главных энергетических проблем Камчатского края [9].

Энергетические ресурсы недр Камчатки представлены запасами и прогнозными ресурсами газа, каменного и бурого угля, геотермальных вод и парогидротерм, прогнозными ресурсами нефти. В прибрежных зонах и на островах имеется крупный потенциал ветровой энергии. Уникальным приливно-отливным гидроэнергетическим потенциалом располагает район Пенжинской губы Охотского моря [9].

Углеводородный потенциал суши Камчатки оценивается в 1,4 млрд. т в нефтяном эквиваленте, в том числе извлекаемых – около 150 млн. т нефти и около 800 млрд. м³ газа. Из них рентабельными для промышленной добычи могут быть около 50% ресурсов [9].

Разведанные и предварительно оцененные запасы природного газа сосредоточены в одном среднем и трех мелких месторождениях Колпаковского нефтегазоносного района Охотско-Западно-Камчатской нефтегазоносной области (табл. 1) и в сумме составляют 22,6 млрд. м³.

В стадии опытно-промышленной разработки находится Кшукское месторождение. Годовая добыча – 8–9 млн. м³ газа, используемого для нужд Соболевского района. В рамках реализации проекта «Газпром» ведет работы по обустройству Кшукского и Нижне-Квакчикского месторождений. Суммарно на Кшукском и Нижне-Квакчикском месторождениях планируется добывать 750 млн. куб. м газа в год. [9]

Таблица 1

Запасы природного газа и газового конденсата Камчатского края по состоянию на 01.01. 2007 г. *

| Месторождение | Природный газ, млн. м ³ | | Газовый конденсат, тыс. т | |
|---|------------------------------------|------------------|---------------------------|--------------|
| | Категория С2 | Категории А+В+С1 | Категории А+В+С1 | Категория С2 |
| Кшукское (осваиваемое, мелкое) | 3389 | 780 | 27 | 16 |
| Нижнеквакчинское (резервное, мелкое) | 10250 | – | 425 | – |
| Среднекунжикское (резервное, мелкое) | 723 | 75 | 21 | 2 |
| Северо-Колпаковское (резервное, мелкое) | 1563 | 5778 | 48 | 177 |
| Итого | 15925 | 6633 | 521 | 195 |

* По данным ФГУНПП «Росгеолфонд».

Для обеспечения поставок газа потребителям Камчатского края «Газпром» в кратчайшие сроки построил и в сентябре 2010 года ввел в эксплуатацию магистральный газопровод «Соболево – Петропавловск-Камчатский». Протяженность газопровода составляет 392 км, производительность – до 750 млн. куб. м газа в год. [10]

Разведанные и предварительно оцененные запасы угля Камчатки составляют 275,7 млн. т, прогнозные ресурсы превышают 6,0 млрд. т. С различной детальностью изучено 7 месторождений (табл. 2) и более десяти углепроявлений [9].

Таблица 2

Запасы угля Камчатского края по состоянию на 01.01.2007 г. *

| Месторождение | Тип и марка угля | Запасы, тыс. т | |
|---------------------------|-------------------|------------------|--------------|
| | | Категории А+В+С1 | Категория С2 |
| Крутогоровское | Каменный, марка Д | 96429 | 162165 |
| Корфское (осваиваемое) | Бурый, марка З Б | 10676 | – |
| Паланское (осваиваемое) | Бурый, марка З Б | 2119 | – |
| Эчайваямское (резервное) | Бурый, марка З Б | – | 1689 |
| Тигильское | Каменный, марка Д | 411 | 54 |
| Гореловское (осваиваемое) | Каменный, марки Д | 1368 | 55 |
| Хайрюзовское | Каменный, марка Г | – | 726 |
| Итого | – | 111003 | 164689 |

* По данным ФГУНПП «Росгеолфонд»

Для местных нужд разрабатываются 3 мелких месторождения и 3 подготавливаются к освоению. Угли – бурые и каменные преимущественно среднего качества, по физическим свойствам и экономическим условиям непригодны для транспортировки на дальние расстояния, однако, как показывает практика, при использовании в районе добычи они вполне могут заменять более качественный привозной уголь [9].

При этом себестоимость добычи и поставки местного угля к объектам его потребления в 1,5–2,0 раза ниже стоимости привозного угля. Экономический эффект использования местных углей дополняется созданием новых рабочих мест и налоговыми поступлениями от добычи угля в консолидированный бюджет региона. [9]

Таким образом для предприятия представляют интерес 2 альтернативных источника: 1 – угли Крутогорского месторождения – (в 50 км, бездорожье)

2 – природный газ газоконденсатных месторождений Западного побережья Камчатки – (в 130 км, бездорожье).

На настоящее время общая установленная мощность ДЭС (3-х по 500 кВт, и 2-х 660 кВт) составляет 2,8 МВт. Выработка электроэнергии в 2010–2011 г составляет 2846 и 3205 МВт·час соответственно. После ввода в эксплуатацию второй очереди рудника потребление электроэнергии по проекту возрастет более чем в два раза, и составят порядка 7000 МВт·час. Ввод второй очереди рудника планируется в 2014 году. К 2017 проектом предусмотрен ввод в эксплуатацию металлургического завода. Необходимая мощность электростанций, требуемая для рудника, обогатительной фабрики и завода составит 24 МВт.

Далее рассмотрены три варианта увеличения мощности энергоучастка: за счет дизельных электростанций, угольной или газовой. Все инвестиционные проекты рассчитаны сроком на 11 лет. (Лицензия на разработку рудника Шануч выдана на период до 2025 года.)

1. Дизельные электростанции

Затраты на производство электроэнергии в количестве 2846 МВт·час составили 39 млн. руб в 2010 и, в связи с увеличением энергопотребления (плановое потребление: 3205 МВт) и ростом цен на диз.топливо, планируется израсходовать 52 млн.руб в 2011 г. При использовании ДЭС, после ввода в эксплуатацию второй очереди рудника затраты возрастут до 90 млн. руб. в год. Для обеспечения мощности в 24 МВт, необходимы дополнительные электростанции. Максимальная мощность дизельных электростанций не превышает 2,4 МВт. Таким образом, необходимо приобрести порядка 10–13 ДЭС.

В расчетах использовалась ДЭС производителя Cummins, номинальной мощностью 1,8 МВт. Объем инвестиций в таком случае будет равен 310 млн.руб. на закупку и установку оборудования. Эксплуатационные затраты составят: 770 млн.руб/год. Затраты на дизтопливо для электростанции мощностью 24,0 МВт, требуемых для рудника, обогатительной фабрики и металлургического завода, составят соответственно 94% от эксплуатационных затрат или 726 млн.руб/год.

2. Уголь

В 50 км к югу от месторождения Шануч располагается Крутогоровское каменно-угольное месторождение, запасы которого оценены в 240 млн. т. Годовая добыча угля определена равной 150 тыс.т/год. Для энергообеспечения предприятия потребуется 75 тыс. т./год, остальное планируется реализовывать.

Использование угля Крутогоровского месторождения требует следующих инвестиций:

1. Строительство автодороги (50 км + мосты) от месторождения Шануч;
2. Строительство угольного разреза производительностью 150 000 тонн/год;
3. Строительство ТЭС, строительство Цеха по углеподготовке и т. д.

Общий объем инвестиций составит почти 2,3 млрд. руб. Кроме того, следует учитывать значительные эксплуатационные расходы. В настоящем проекте они составили 522 млн. руб.

3. Газ

В 100–120 км юго-западнее месторождения Шануч залегают Кшукское и Нижне-Квакчинское газоконденсатные месторождения с утвержденными запасами газа по категории С1 – 13,704 млрд. м³. Суммарно на Кшукском и Нижне-Квакчинском месторождениях планируется добывать 750 млн. куб. м газа в год.

Вариант использования природного газа – строительство газопровода от п. Крутогорова до месторождения Шануч, требует строительства 130 км трубопровода с укладкой трубы Ø160 мм. Аналогом строительства является газопровод Кшукского газоконденсатного месторождения до п. Крутогорова. В ценах по состоянию на 01.01.11 г. стоимость 1 км трубопровода Ø160 мм составляет 2,6 млн. руб. Общая стоимость 130,0 км газопровода составит 338 млн. руб. Стоимость проектных работ – 33 млн. руб.

Газопровод Ø160 мм может обеспечить транспортировку газа для работы модульной, полной заводской готовности, быстро возводимой, легко транспортабельной газотурбинной (ГТЭС) установленной мощности до 40,0 МВт.

Природный газ является оптимальным топливом для плавки сульфидных руд по технологии взвешенной плавки (ВП) и ПВЖ (печь Ванюкова), которая будет использована на запроектированном металлургическом заводе. Кроме того, использование природного газа упрощает технологию утилизации серы в отходящих газах, обеспечивает большую экологичность процесса утилизации.

Сравнительный анализ использования угольной и газовой электростанции

Стоимость строительства угольной станции по существующей технологии в 2–3 раза выше, чем аналогичной газотурбинной (без учета внеплощадочных сооружений). Кроме того, для угольной станции требуется значительный отвод земли – не менее 70 га, создание инфраструктуры для доставки топлива, эксплуатации склада топлива, утилизации золошлаков, создание и эксплуатация автономных водозаборов и очистных сооружений. Численность персонала, обслуживающего угольную станцию в 2 и более раза больше аналогичной газовой. Общие эксплуатационные затраты на угольной ТЭС будут значительно больше, чем на аналогичной газотурбинной электростанции [11].

Следует учитывать, что калорийность природного газа в 2–2,5 раза выше калорийности угля (уголь – 3200–3800 ккал/кг, природный газ – 8000–8200 ккал/м³).

Рассмотрим технологические особенности применения угля и природного газа для энергетики. Тепловая электрическая станция (ТЭС) на угле – это завод, в котором есть основное производство – Главный корпус, где происходит сжигание топлива в котлах, выработка пара и получение в паровых турбинах электроэнергии, и вспомогательное производство. В отличие от ТЭС на природном газе вспомогательное про-

изводство угольной ТЭС имеет весьма специфическую структуру – это узлы приемки, разгрузки, транспортировки топлива, угольные склады, системы гидрозолоудаления, карты золоотвалов, системы серо- и пылеочистки, системы вспомогательных топлив для розжига и подсветки угля и т. д. Для обслуживания этого хозяйства необходима развитая система железных дорог и собственное депо ТЭС. Всего этого для ТЭС на природном газе не требуется [11].

КПД получения электроэнергии на лучших ТЭС держится на уровне 32–34%. Т.е. сто энергетических единиц топлива дают только 32 единицы электроэнергии. Поскольку топливная составляющая в структуре производства электроэнергии 70–80%, становится понятным, что производство электроэнергии на угольных ТЭС будет иметь наибольшую себестоимость – ведь затраты на топливо при столь низком КПД максимальные. [11]

Таблица 3

Показатели инвестиционных проектов по трем вариантам модернизации системы энергообеспечения

| Показатели | Диз. топливо | Уголь | Газ |
|-------------------------------|--------------|--------------|--------------|
| Инвестиции, руб | 310.000.000 | 2331.600.000 | 1572.000.000 |
| Эксплуатационные затраты, руб | 770.383.108 | 522.140.140 | 395.244.000 |
| ЧДД | 4.290.824 | 31.155.271 | 969.753.981 |
| ИД | 1,0138 | 1,0134 | 1,62 |
| ВНД | 12,063 | 12,196 | 19,765 |

В таблице 3 представлены результаты экономических расчетов инвестиционных проектов по модернизации системы энергоснабжения рудника Шануч. Как показывают расчеты, чистый дисконтированный доход будет больше по проекту строительства и использования газовой электростанции более чем в 31 раз в сравнении с угольной электростанцией и в 226 раз в сравнении с ДЭС. Относительные показатели инвестиционного проекта, показывающие степень отдачи капитала также наиболее предпочтительны при внедрении схемы энергоснабжения на природном газе.

Эксплуатационные текущие затраты при использовании газовых электростанций значительно ниже в сравнении с другим схемами энергообеспечения, что также является важнейшим показателем при выборе и реализации сравниваемых инвестиционных проектов.

Кроме того, необходимо отметить социально-экономические эффекты строительства газовой электростанции, позволяющие развивать газовую инфраструктуру Камчатки и создавать новые рабочие места.

ЛИТЕРАТУРА

1. Ресурсы интернета: <http://www.kamchatka.gov.ru/index.php?cont=76&menu=12>.
2. Ресурсы интернета: <http://gold.prime-tass.ru/bulletin/analytics/show.asp?id=19421>.
3. Ресурсы интернета: http://www.council.gov.ru/kom_home/kom_prirres/meropr/item545.html.
4. Ресурсы интернета: http://mitia13.narod.ru/obr/obr_008.html.
5. Ресурсы интернета: <http://www.ngenergo.ru/project/gorno.html>.
6. Ресурсы интернета: http://www.ngenergo.ru/malaya_energetika/malaya_energetika.html.
7. Ресурсы интернета: http://www.kamchatka.gov.ru/print.php?cont=oiv_din&menu=4&menu2=0&id=200&oiv_id=1665.
8. Ресурсы интернета: <http://www.kamlib.ru/resources/ryvok.htm>.
9. Ресурсы интернета: <http://www.vipstd.ru/gim/content/view/398/197/>.
10. Ресурсы интернета: www.gazprom.ru/production/projects/deposits/kamchatka/
11. Ресурсы интернета: www.etp.dp.ua/etp-1/img/analiz.pdf.
12. Яроцкий Г.П., Алискеров А.А., Бурмаков Ю.А., Орлов А.А. «Минерально-сырьевой потенциал Камчатской области» – Петропавловск-Камчатский: Изд-во Камчатского государственного университета им. Витуса Беринга, 2007.

ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ И ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ РУДЫ САНЖЕЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.В. Зашихин, В.Г. Самойлов, С.А. Анциферова

Учреждение Российской академии наук Институт химии и химической технологии
СО РАН, г. Красноярск, Россия

«Санжеевское» месторождение расположено в Гильберинской зоне глубинных разломов Забайкалья и по данным А. Г. Миронова относится к мелким естественным скоплениям, образованным серебро-полиметаллическими рудами [1].

Месторождение разведано с применением литобиогеохимических методов исследования А. Л. Ковалевским [2], пробы которого исследованы в лаборатории обогащения ИХХТ СО РАН.

Первая проба руды (по данным ГИН СО РАН) отнесена к малосульфидным серебросодержащим рудам, вторая – к свинцово-серебряным (свинчакам). В свинцово-серебряных рудах содержание золота варьирует в диапазоне от 0,2 г/т до 2 г/т, серебра от 300 г/т до 3000 г/т, свинца от 10% до 70%. В малосульфидных серебряных рудах содержание серебра от 200 г/т до 1000 г/т, свинца от 0,3% до 3%, золота менее 0,1 г/т.

Данные о фазовом составе (по результатам рентгенографического анализа, выполненного с помощью спектрометра Axios Advanced в ИХХТ СО РАН), а также содержания золота (по данным пробирного анализа, выполненного ЦЗЛ ОАО «Красцветмет»), серебра и платины (по данным атомно-эмиссионного анализа с индуктивно связанной плазмой, выполненного там же) исходных проб представлены в табл. 1.

Таблица 1

**Фазовый состав и содержание металлов (Au, Ag, Pt) в исходных пробах руды
«Санжеевского» месторождения**

| Тип руды | Идентифицированные минеральные фазы | Содержание элементов в исходной пробе | | |
|------------------|--|---------------------------------------|---------|---------|
| | | Au, г/т | Ag, г/т | Pt, г/т |
| «Малосульфидная» | SiO ₂ – кварц | менее 0,1 | 80 | 1 |
| | (K, H ₃ O)Al ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂ – иллит | | | |
| | KAlSi ₃ O ₈ – ортоклаз | | | |
| «Свинчаки» | PbS – галенит | 0,7 | 430 | 1 |
| | PbCO ₃ – церуссит | | | |
| | PbSO ₄ – англезит | | | |

Из данных табл. 1 видно, что малосульфидная руда представлена в основном породобразующими минералами, силикатной глиной и полевым шпатом. По содержанию серебра данный тип руды можно отнести к бедным серебросодержащим рудам. Золота в существенных количествах не обнаружено.

Свинцово-серебряная руда с высоким содержанием серебра и забалансовым содержанием золота представлена преимущественно свинцовым блеском, свинцовым купоросом и карбонатом свинца и может быть отнесена к богатым серебряным рудам. Платина в обеих пробах представляет интерес исключительно как сопутствующий ценный компонент.

Химический состав проб по данным рентгенофлуоресцентного анализа (спектрометр Axios Advanced) представлен в табл. 2.

Результаты гранулометрического анализа дробленных до –2 мм проб руды «Санжеевского» месторождения и распределения по классам ценных компонентов представлены в таблице 3. Данные о распределении серебра и платины по классам крупности свидетельствуют о том, что пробы значительно отличаются друг от друга.

Таблица 2

Химический состав проб руд «Санжеевского» месторождения

| Руда | «Малосульфидная» | | | | | | | | | | | | | «Свинчаки» | | | | | | | | | | | | | | |
|------------------|------------------|--------|--------|-------|-------|------|-------|----|-------|-------|-------|----|----|------------|--------|-------|-------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|
| | Элемент | O | Al | Si | S | Cl | K | Fe | Ni | Cu | Rb | Zr | Ag | Sn | Pb | O | Al | Si | S | Cl | K | Fe | Ni | Cu | Rb | Zr | Ag | Sn |
| Массовая доля, % | 44,831 | 11,435 | 29,333 | 0,055 | 0,015 | 8,07 | 3,267 | – | 0,007 | 0,028 | 0,043 | – | – | 0,469 | 12,504 | 0,275 | 1,473 | 11,313 | 0,079 | 0,094 | 0,763 | 0,034 | 0,098 | 0,175 | 0,247 | 0,044 | 0,028 | 72,873 |

Для малосульфидной руды характерна равномерная концентрация серебра (в среднем 67 г/т) в классе $-2+0,074$ мм и ее увеличение (до 100–150 г/т) в классе $-0,074+0$, при этом, суммарное извлечение металла в класс $-2+0,074$ мм весьма значительно (86%). Концентрация платины равномерная по всем классам крупности, а основное ее количество сосредоточено в крупных зернах, размером более 0,5 мм. Для свинцово-серебряной руды крупностью $-2+0,074$ мм характерно равномерное содержание серебра (в среднем 41 г/т) до крупности 74 мкм, однако в более мелких фракциях ($-0,074+0,044$ мм и $-0,044+0$ мм) фиксируется значительное его повышение (до 420–470 г/т). Особо следует отметить, что более половины серебра находится в классе $-0,044$ мм. Характер распределения платины аналогичен характеру распределения серебра по классам крупности материала.

Таблица 3

Гранулометрический состав проб исходной руды с распределением Ag и Pt по классам крупности

| Наименование пробы | Классы крупности, мм | Выход, % | Содержание элементов, г/т | | Извлечение металлов, % | |
|--------------------|----------------------|----------|---------------------------|---------|------------------------|----|
| | | | Ag | Pt | Ag | Pt |
| «Малосульфидная» | -2+1 | 39 | 58 | 3 | 33 | 52 |
| | -1+0,5 | 21 | 67 | 2 | 21 | 19 |
| | -0,5+0,25 | 14 | 63 | 1 | 13 | 6 |
| | -0,25+0,125 | 9 | 72 | 2 | 10 | 8 |
| | -0,125+0,074 | 8 | 77 | 2 | 9 | 7 |
| | -0,074+0,044 | 1 | 150 | 1 | 2 | 1 |
| | -0,044 | 8 | 100 | 2 | 12 | 7 |
| «Свинчаки» | -2+1 | 25 | 38 | 1 | 8 | 18 |
| | -1+0,5 | 19 | 40 | 1 | 7 | 13 |
| | -0,5+0,25 | 17 | 50 | 1 | 7 | 12 |
| | -0,25+0,125 | 13 | 38 | менее 1 | 4 | 9 |
| | -0,125+0,074 | 8 | 38 | менее 1 | 3 | 6 |
| | -0,074+0,044 | 5 | 420 | 4 | 18 | 14 |
| | -0,044 | 13 | 470 | 3 | 53 | 28 |

С помощью сканирующего электронного микроскопа (ТМ-1000), оснащенного рентгеноспектральным анализатором, на поверхности образцов руды обнаружены серебросодержащие частицы (предположительно – кераргирита $AgCl$), размером 7–15 мкм, (рис. 1).

Согласно особенностям вещественного состава руд для извлечения ценного компонента использовался флотационный метод обогащения. Флотации подвергнута смесь руд (отношение масс проб малосульфидная: свинцово-серебряная как 9:1). Содержание серебра в исследуемой смеси составило 115 г/т.

Руда флотировалась по схеме, представленной на рис. 2.

В процессе флотации использовались традиционные реагенты: бутиловый ксантогенат калия (БКК), Т-80, а также сернисто-ароматический концентрат нефти (САК). Содержание твердого в пульпе составляло 40%, скорость вращения импеллера машины (ФЛ 189) 50 об/с, расход воздуха 0,02 л/с, время агитации пульпы с собирателями – 30 с, со вспенивателем Т-80 – 30 с.

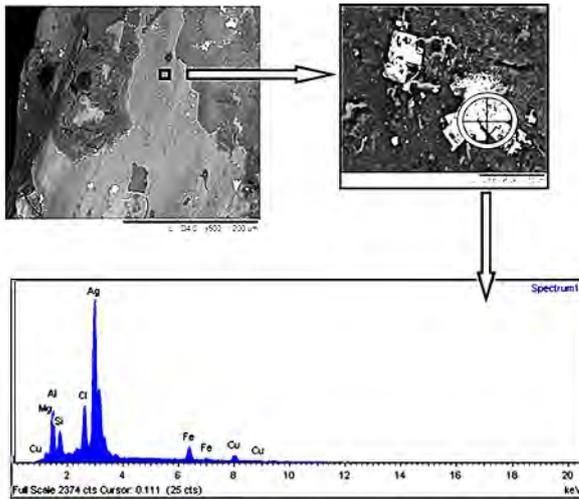


Рис. 1. Результаты микроскопического и рентгеноспектрального исследования поверхности образцов исходной руды Санжеевского месторождения

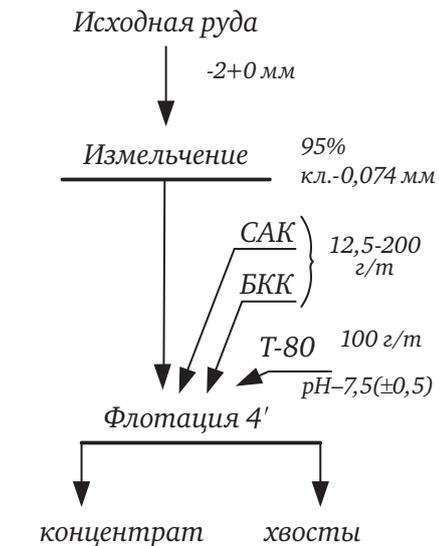


Рис. 2. Схема флотационного обогащения

Результаты исследования эффективности флотационного обогащения руды крупностью 95 % класса $-0,074$ мм с использованием в качестве собирателей бутилового ксантогената калия (БКК), сернистого ароматического концентрата (САК) и их смеси представлены в табл. 3.

Таблица 3

Результаты флотационного обогащения смеси малосульфидной и свинцово-серебряной руд «Санжеевского» месторождения

| Общий расход реагентов, г/т | Соотношение реагентов, САК/БКК, % | Содержание Ag в концентрате, г/т | Извлечение Ag в концентрат, % | Эффективность обогащения Ag, % |
|-----------------------------|-----------------------------------|----------------------------------|-------------------------------|--------------------------------|
| 12,5 | 100/0 | 401 | 44 | 31 |
| | 50/50 | 362 | 53 | 36 |
| | 0/100 | 328 | 52 | 34 |
| 50 | 100/0 | 293 | 50 | 30 |
| | 50/50 | 344 | 60 | 43 |
| | 0/100 | 347 | 54 | 36 |
| 200 | 100/0 | 283 | 51 | 30 |
| | 50/50 | 319 | 67 | 43 |
| | 0/100 | 278 | 67 | 39 |

На рис. 3 представлен график зависимости показателей флотации от соотношения реагентов в композиции.

Из данных табл. 3 и рис. 3 видно, что 50%-я доля САК в объеме композиции (БКК/САК) позволяет повысить эффективность обогащения (критерий Хенкока) руды

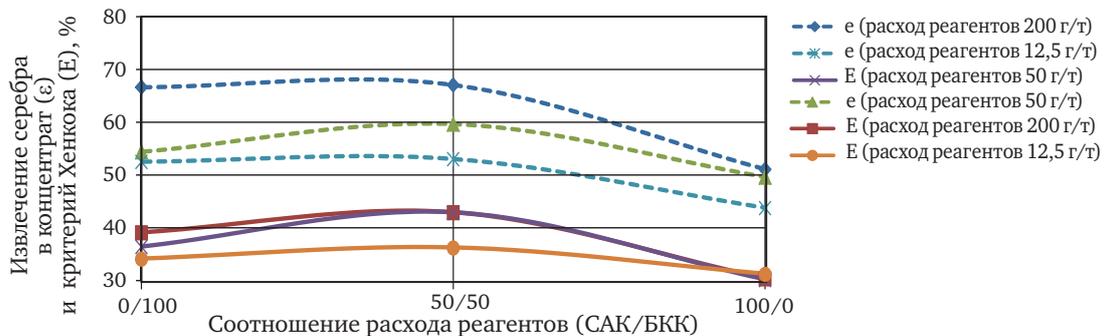


Рис. 3. Показатели эффективности флотационного обогащения смеси малосульфидной и свинцово-серебряной руд «Санжеевского» месторождения

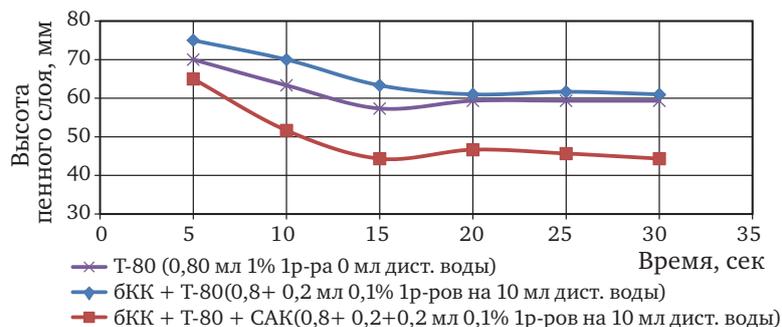


Рис. 4. Кинетика пенообразования при различных сочетаниях реагентов

Санжеевского месторождения при общем расходе реагентов-собирателей равном 12,5 г/т, 50 г/т и 200 г/т на 2%, 7% и 4%, соответственно. При общем расходе собирателей 50 г/т (соотношение САК:БКК=1:1) удается повысить извлечение серебра на 6%.

В процессе флотации отмечено, что пенообразование при совместной подаче реагентов САК и БКК ухудшается, в этой связи выполнены дополнительные исследования по влиянию САК на процесс пенообразования.

На рис. 4 показана зависимость высоты пенного слоя от времени при непрерывной подаче воздуха для различной комбинации реагентов.

Из рис. 4 видно, что с добавкой САК образование пены ухудшается, что, вероятно, связано со снижением поверхностного натяжения за счет сорбции реагента на поверхности жидкость-газ и/или изменением ионного состава жидкой фазы [3].

На рис. 5 представлены снимок и рентгенограмма обнаруженных во флотоконцентрате частиц серебра, размер которых менее 3 мкм, что свидетельствует об извлечении ультрадисперсных частиц ценного компонента. Такая высокая дисперсность может служить дополнительным свидетельством о форме нахождения серебра в виде минерала кераргирита, как отмечено выше, т.к. твердость кераргирита составляет 1,5–2 ед. по шкале Мооса.

Таким образом, в результате выполненных исследований показана возможность флотационного извлечения Ag из руды Санжеевского месторождения, а также целесообразность использования сернисто-ароматического концентрата нефти в качестве аполярной добавки к традиционному ионогенному собирателю.

Коллектив авторов благодарит Кирика С.Д., Жижаева А.М. и Козлову С.А. за аналитическое сопровождение полученных результатов исследования.

Работа выполнена при поддержке госконтракта № 02.740.11.0269.

ЛИТЕРАТУРА

1. Миронов А.Г., Татаринев А. В., Дамдинов Б.Б. и др. Новый тип платино-рутевиевой минерализации в серебро-полиметаллических рудах// Доклады Академии наук. – 2004. – Т. 395, № 2. – С. 231–235.
2. Ковалевский А.Л. Закономерности распределения серебра в зоне глубинного разлома по литобиогеохимическим данным// Отечественная геология. – 1999. – № 1. – С. 38–46.
3. Богданов О.С., Гольман А.А., Каковский И.А., Классен В.И., Мелик-Гайкарян В.И., и др. Физико-химические основы теории флотации. – М.: Наука, –1983. 264 с.

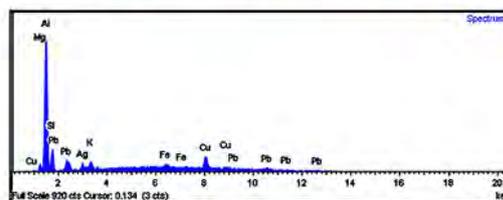
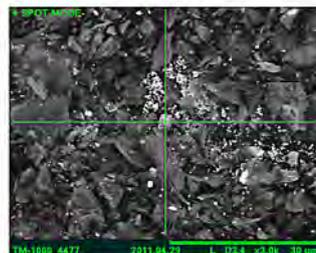


Рис. 5. Результаты микроскопического и рентгеноспектрального исследования образцов флотоконцентрата

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОСФОРСОДЕРЖАЩЕГО ПОЛИМЕРА (ПОЛИСТИРИЛФОСФИНОКСИДА) В КАЧЕСТВЕ ФЛОТОРЕАГЕНТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ВКРАПЛЕННЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

В.Г.Самойлов¹, Л.И.Тимошенко¹, С.Ф. Малышева², С.М. Маркосян¹, Н.А. Белогорлова²

¹ Учреждение Российской академии наук Институт химии и химической технологии
СО РАН, г. Красноярск, Россия

² Иркутский институт химии им. А.Е. Фаворского СО РАН, г. Иркутск, Россия

Одним из направлений интенсификации флотационных процессов при обогащении минерального сырья является повышение эффективности действия традиционных флотореагентов.

Самыми распространенными и эффективными собирателями для флотации сульфидных медно-никелевых руд, являются сульфидрильные собиратели – ксантогенаты щелочных металлов с различными заместителями и дитиофосфаты (аэрофлоты). Однако, известно [1–3], что для эффективного селективного извлечения ценных минералов в настоящее время используются в качестве собирателей также и сочетания сильного и слабого собирателей одного класса, сочетания сильного и слабого собирателей разных классов (ионогенных и неионогенных), модифицирование известных собирателей различными высокоактивными веществами. Одним из методов повышения технологических показателей флотации, в частности, сульфидных руд, является также применение дополнительных аполярных собирателей в качестве интенсифицирующих добавок [4]. Эффективность совместного действия водорастворимых ионогенных собирателей и аполярных реагентов при флотационном разделении частиц обусловлена тем, что эти реагенты действуют, в основном, на различных границах раздела фаз, дополняя друг друга.

Ранее в ИХХТ СО РАН совместно с учеными ИрИХ СО РАН были разработаны и испытаны в промышленных, полупромышленных и лабораторных масштабах реагенты для флотации сульфидных медно-никелевых руд, представляющие собой соединения из классов сульфоксидов, фосфиноксидов, ди- и полиолы с ацетиленовой связью и др. [5, 6]. Особенно эффективными при обогащении сульфидных медно-никелевых руд в сочетании с основным реагентом-собирателем, бутиловым аэрофлотом, оказались олигомеры, содержащие сульфоксидную группу, проявившие свойства микродобавок-интенсификаторов. Эти исследования выполнялись на пробах руд, богатых по содержанию меди и никеля (Cu – 9,55 %, Ni – 2,90 %).

В то же время представляет интерес обогащение бедных по содержанию меди и никеля, однако являющихся перспективным источником платинометалльного сырья, вкрапленных норильских медно-никелевых руд (в пересчете на сульфидную массу вкрапленные руды почти в 3 раза более обогащены платиноидами, чем богатые руды) [7].

Их переработка ориентирована на наиболее полное извлечение, как цветных, так и драгоценных металлов. Вследствие тонкой вкрапленности сульфидов основным способом обогащения этих руд является флотация [1].

Традиционно используемые при флотации богатых медно-никелевых руд флотореагенты оказываются недостаточно эффективными для сложных по минеральному составу руд. Наличие значительных количеств природно-флотоактивных алюмосиликатных минералов во вкрапленных рудах существенно затрудняет получение из них концентратов нужного качества.

Таким образом, эффективное флотационное обогащение вкрапленных руд, подбор новых реагентов и сочетаний их с традиционно используемыми флотореагентами является весьма актуальной задачей.

В данной работе представлены результаты исследования флотоактивности реагента В-56 (фосфорсодержащий полимер – полистирилфосфиноксид), полученного в ИрИХ СО РАН прямым фосфорилированием красным фосфором фенилацетилена

в сверхосновной системе КОН – диметилсульфоксид (ДМСО) при микроволновом облучении реагентов (600 Вт, 8 мин). В указанных условиях реакция направляется на образование полимера (выходом 65%, рассчитан на фенилацетилен), а также образуются Z, Z, Z- и E, Z, Z-изомеры тристирилфосфина и – тристирилфосфиноксида с выходом 20% (схема).

Ранее было показано, что реакция красного фосфора и фенилацетилена в аналогичных условиях, но без использования микроволнового содействия приводит к образованию только Z, Z, Z- и E, Z, Z-изомеров тристирилфосфина [8].



Фосфорсодержащий полимер состава $(\text{C}_{25}\text{H}_{30}\text{O}_5\text{P}_2)_n$, выделяют из подкисленных водных растворов (до pH 4,5–5) экстракцией хлороформом и удалением последнего при уменьшенном давлении.

Исследования флотоактивности реагента В-56 при обогащении вкрапленной медно-никелевой руды (содержание никеля – 0,59%, меди – 0,56%) осуществлялись по коллективной схеме флотации, включающей коллективный цикл (5 мин.) и контрольную флотацию (5 мин.), pH – 9,3 устанавливался содой (200 г/т), в качестве вспенивателя ис-

Таблица 1

Результаты флотации вкрапленной медно-никелевой руды

| № опыта | Реагентный режим флотации | Продукты флотации | Выход, % | Содержание, % | | Извлечение, % | |
|---------|--|-------------------------|----------|---------------|------|---------------|-------|
| | | | | Ni | Cu | Ni | Cu |
| 1 | Сода – 200 г/т БКК – 150 г/т Т-80 – 100 г/т | Коллективный концентрат | 15,91 | 2,69 | 2,46 | 70,02 | 67,44 |
| | | Конц. контр. флотации | 2,29 | 0,86 | 1,11 | 3,22 | 4,37 |
| | | Хвосты | 81,80 | 0,20 | 0,20 | 26,76 | 28,19 |
| | | Исходная руда | 100,0 | 0,61 | 0,58 | 100,0 | 100,0 |
| 2 | Сода – 200 г/т БКК – 75 г/т В-56 – 7,5 г/т Т-80 – 100 г/т | Коллективный концентрат | 15,66 | 2,62 | 2,42 | 71,37 | 68,20 |
| | | Конц. контр. флотации | 2,82 | 0,92 | 1,06 | 4,52 | 5,39 |
| | | Хвосты | 81,52 | 0,17 | 0,18 | 24,11 | 26,41 |
| | | Исходная руда | 100,0 | 0,57 | 0,56 | 100,0 | 100,0 |
| 3 | Сода – 200 г/т БКК – 75 г/т В-56 – 15 г/т Т-80 – 100 г/т | Коллективный концентрат | 13,20 | 3,30 | 3,12 | 75,13 | 74,13 |
| | | Конц. контр. флотации | 1,52 | 1,07 | 0,48 | 2,81 | 1,31 |
| | | Хвосты | 85,28 | 0,15 | 0,16 | 22,06 | 24,56 |
| | | Исходная руда | 100,0 | 0,58 | 0,56 | 100,0 | 100,0 |
| 4 | Сода – 200 г/т БКК – 75 г/т В-56 – 30 г/т Т-80 – 100 г/т | Коллективный концентрат | 16,81 | 2,74 | 2,42 | 78,86 | 74,44 |
| | | Конц. контр. флотации | 2,32 | 0,79 | 0,79 | 3,14 | 3,36 |
| | | Хвосты | 80,87 | 0,13 | 0,15 | 18,00 | 22,20 |
| | | Исходная руда | 100,0 | 0,58 | 0,55 | 100,0 | 100,0 |
| 5 | Сода – 200 г/т БКК – 75 г/т В-56 – 60 г/т Т-80 – 100 г/т | Коллективный концентрат | 20,7 | 2,23 | 2,13 | 79,61 | 78,50 |
| | | Конц. контр. флотации | 3,16 | 0,85 | 0,69 | 4,63 | 3,88 |
| | | Хвосты | 76,14 | 0,12 | 0,13 | 15,76 | 17,62 |
| | | Исходная руда | 100,0 | 0,58 | 0,56 | 100,0 | 100,0 |
| 6 | Сода – 200 г/т БКК – 75 г/т В-56 – 90 г/т Т-80 – 100 г/т | Коллективный концентрат | 19,47 | 2,39 | 2,15 | 77,86 | 74,33 |
| | | Конц. контр. флотации | 3,50 | 0,70 | 0,61 | 4,10 | 3,79 |
| | | Хвосты | 77,03 | 0,14 | 0,16 | 18,04 | 21,88 |
| | | Исходная руда | 100,0 | 0,60 | 0,56 | 100,0 | 100,0 |
| 7 | Сода – 200 г/т БКК – 75 г/т В-56 – 120 г/т Т-80 – 100 г/т | Коллективный концентрат | 19,96 | 2,22 | 1,98 | 76,94 | 71,91 |
| | | Конц. контр. флотации | 3,10 | 0,81 | 0,76 | 4,36 | 4,29 |
| | | Хвосты | 76,94 | 0,14 | 0,17 | 18,70 | 23,80 |
| | | Исходная руда | 100,0 | 0,58 | 0,55 | 100,0 | 100,0 |

пользовался реагент Т-80, применение которого практикуется при обогащении вкрапленных и медистых норильских руд, а в качестве собирателя – композиция бутилового ксантогената (БКК) с реагентом В-56 (при разном их соотношении).

Подготовка пробы к исследованиям осуществлялась по стандартной схеме, включающей последовательное дробление в замкнутом цикле с грохочением, а также операции перемешивания и сокращения с последующим измельчением дробленой руды до крупности 62% класса – 0,071 мм. Реагент В-56 в процесс подавался в виде 0,1%-го водно-спиртового раствора ($H_2O : C_2H_5OH = 3 : 1$).

Результаты флотационных исследований приведены в таблице 1.

Из данных таблицы можно сделать вывод о том, что использование композиции бутилового ксантогената с реагентом В-56 позволяет повышать извлечение никеля и меди при флотации вкрапленной медно-никелевой руды по сравнению со стандартным реагентным режимом (использование одного БКК-150 г/т, оп. 1). Лучшие результаты флотации (повышение извлечения в коллективный концентрат никеля на 9,59%, меди на 11,06%) получены при использовании композиции реагентов: БКК– 75 г/т и В-56–60 г/т (оп. 5).

Работа выполнена при поддержке Проекта 5.5.4. Программы фундаментальных исследований Отделения химии и наук о материалах РАН

ЛИТЕРАТУРА

1. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Т. III, книга 2. – М.: МГГУ. – 2005 г. – 468 с.
2. Блатов И.А. Обогащение медно-никелевых руд. – М.: Изд. дом «Руды и металлы», 1998. – 224 с.
3. Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Пунцукова Б.Т. Применение композиций модифицированных собирателей для снижения флотиремости пирита при флотации сульфидных руд//Мат. межд. Совещания «Плаксинские чтения- 2009». – Новосибирск. –2009. – с. 168–170.
4. Глембоцкий В.А., Дмитриева Г.М., Сорокин М.М. Аполярные реагенты и их действие при флотации. М.: Наука. – 1968. – 144 с.
5. Холькин, А.И. Способ флотации сульфидных медно-никелевых руд/А.И. Холькин, В.Г. Самойлов, С.В. Амосова, Л.И. Тимошенко и др.//А.С. № 1490764 СССР, МКИ⁵, В 03 D 1/2.– Приоритет изобретения от 01.03.1987 г. ДСП.
6. Самойлов, В.Г. Тимошенко Л.И., Жереб В.П. и др. Разработка и испытание нового способа флотации медно-никелевых руд с использованием флотореагента ОС-1 М/В.Г. Самойлов, Л.И. Тимошенко, В.П. Жереб и др./Отчет о НИР. – № Гос. рег. 01.86.0104412. – Красноярск. – 1990. – 168 с.
7. Рябикин В.А., Торгашин А.С., Шклярник Г.К., Осипов Р.А. Вкрапленные руды норильских медно-никелевых месторождений – перспективный источник платино-металльного сырья//Цветные металлы. 2007.- № 7. – С. 16–21.
8. В.А. Trofimov, N.K. Gusarova. Elemental Phosphorus in strongly basic media as Phosphorylating Reagent: a dawn of Halogen-free 'Green' Organophosphorus Chemistry//Mendeleev Commun. – 2009. – V 19. – N6 – P. 295–302.

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ ПО БЕСЦИАНИСТОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Н.К. Алгебраистова, Е.А. Губина, А.А. Кондратьева

ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия

Полиметаллическая медно-свинцово-цинковая руда является наиболее трудно-обогащаемой с технологической точки зрения. Это объясняется прежде всего тем, что основные сульфидные минералы: халькопирит, галенит, сфалерит обладают не только близкими флотационными свойствами, но и взаимно влияют на флотируемость друг друга. При обогащении таких руд в различных циклах используются практически одни и те же собиратели и вспениватели, селективность которых недостаточна.

В практике флотации полиметаллических руд получили схемы частично коллективно-селективной и коллективно-селективной флотации. Большинство технологических схем обогащения полиметаллических руд предлагают использование высококислотного реагента – цианида.

Связано это с тем, что бесцианидные технологии дают устойчивые и невысокие технологические показатели обогащения. Хотя имеются разработки, которые в лабораторных условиях обеспечивают удовлетворительные показатели как по извлечению, так и по качеству получаемых концентратов.

Объектом исследования являлась полиметаллическая медно-свинцово-цинковая руда с содержанием меди 0,6%, свинца – 3,5%, цинка – 9,0%. Руда со сложным минералогическим составом и весьма тонкой вкрапленностью сульфидных минералов.

Из минералов, примешиваемых и вмещающих пород в рудах наибольшим распространением пользуются карбонаты, кварц, барит, хлорит и альбит. В небольшом количестве присутствуют серицит, гипс, гранат и эпидот. Минералогический анализ показал, что пирит, сфалерит, халькопирит и галенит являются основными рудными минералами и встречаются только совместно.

При исследовании рассматривали два варианта схем: частично-коллективно-селективная и коллективно-селективная. Исследования по оптимизации коллективно-циклического цикла (рис. 1) по частично-коллективной схеме с депрессией сфалерита показали (табл. 1), что процесс характеризуется высоким выходом пенного продукта, малой степенью концентрации металлов (2,3–3).

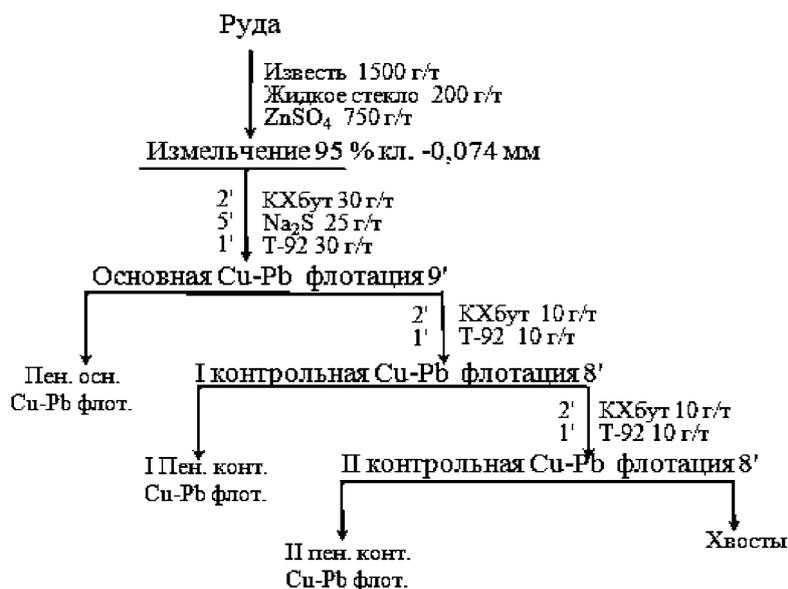


Рис. 1. Схема частично-коллективной флотации

Таблица 1
Технологические показатели обогащения по схемчастично-коллективной флотации

| Наименование продукта | Выход, % | Массовая доля, % | | | Извлечение, % | | |
|-----------------------|----------|------------------|------|-------|---------------|--------|--------|
| | | Cu | Pb | Zn | Cu | Pb | Zn |
| Пен.осн. Cu-Pb | 31,83 | 1,74 | 8,74 | 20,43 | 95,42 | 77,69 | 71,95 |
| I пен.контр. Cu-Pb | 3,77 | 0,33 | 3,86 | 21,86 | 3,4 | 6,38 | 14,29 |
| II пен.контр. Cu-Pb | 2,14 | | | | | | |
| Хвосты | 62,26 | 0,01 | 0,92 | 1,99 | 1,18 | 15,93 | 13,76 |
| Исходная руда | 100 | 0,58 | 3,58 | 9,04 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

Кинетика флотационного процесса (рис. 2) показывает, что за первые четыре минуты основной медно – свинцовой флотации извлекается в пенный продукт, выход которого более 25% от исходного, 83,8% меди, 70% свинца и 73,1% цинка. Последующие пять минут флотации увеличивают цифры до 29,07; 92,7; 78; и 82,7% соответственно.

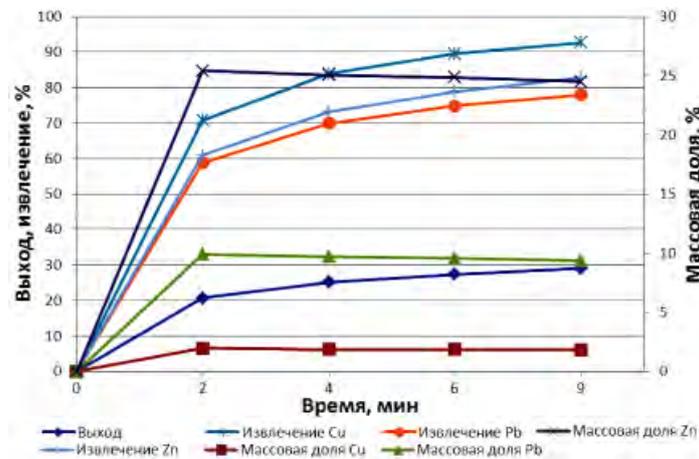


Рис. 2. Фракционный съем пены основной Cu-Pb флотации

По полученным технологическим показателям можно сделать вывод, что это скорее коллективная флотация всех сульфидов, а не коллективная Cu – Pb флотация. Сфалерит находится в активированном виде, депрессия его цинковым купоросом в известковой среде малоэффективна.

Учитывая полученные результаты, дальнейшие исследования выполняли по схеме коллективной флотации (рис. 3).

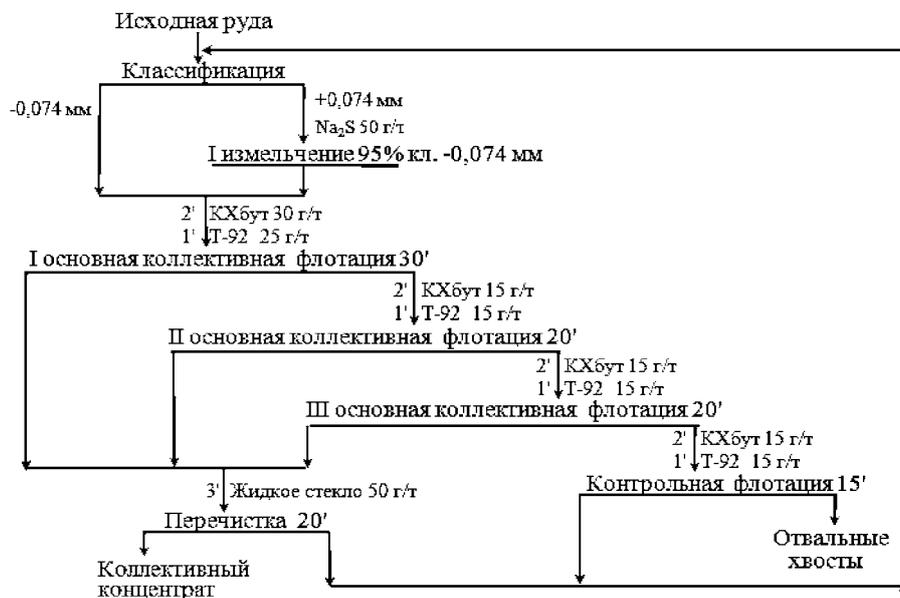


Рис. 3. Схема коллективной флотации

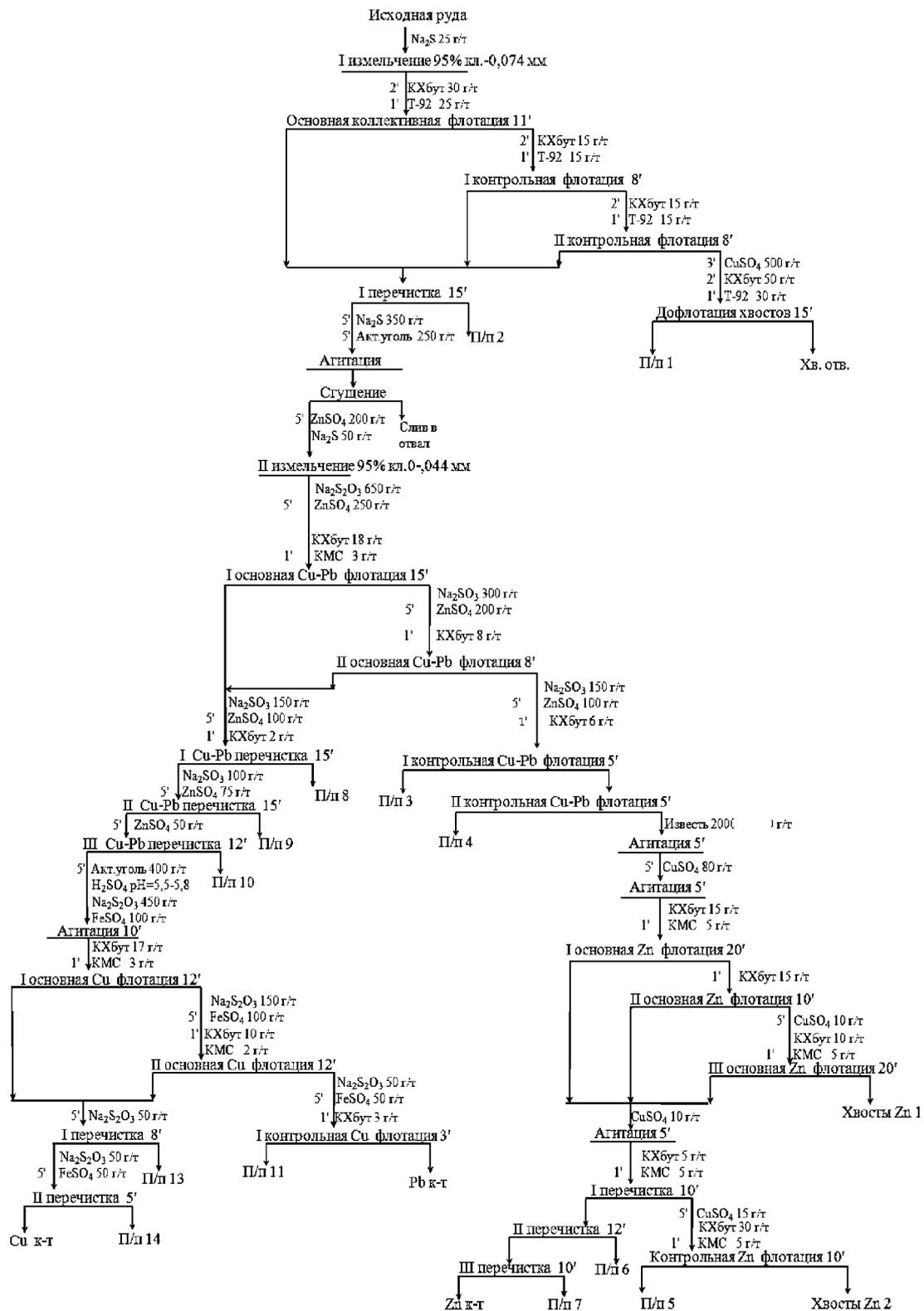


Рис. 4. Схема исследований цикла селекции с учётом опыта Рубцовской фабрики

Предложенная схема и реагентный режим обеспечили высокое извлечение ценных компонентов в пенные продукты флотации, были получены хвосты с отвальным содержанием в них металлов: меди – 0,01%, свинца – 0,83% и цинка – 1,19%.

При разработке схемы и реагентного режима селекции коллективного концентрата целесообразно было исследовать эффективность реагентов, заложенных

в технологический регламент. Таковым является сложный депрессор (СД): смесь Na_2SO_3 и Na_2SiO_3 . Исследования показали, что при использовании сложного депрессора получить одноименные концентраты невозможно.

По бесцианидной технологии работает Рубцовская обогатительная фабрика. Предприятие перерабатывает руду, в которой содержание меди выше, чем в изучаемой пробе, но содержание свинца и цинка в рудах близкое. В связи с этим, в дальнейших исследованиях был принят реагентный режим и топология схемы селекции, аналогично схеме Рубцовской фабрики (рис. 4).

В технологии использовали реагент КМС. Реагент-собираатель Kempemine C-422 (диизобутил – дитиофосфат натрия КМС) был предоставлен австрийской компанией Kemperit GmbH.

Как свидетельствуют полученные результаты (табл. 2), селекции меди и свинца нет. В медном концентрате содержится 19,31% свинца, а концентрации меди нет ни в одном продукте обогащения. Не эффективны и контрольные операции Cu-Pb цикла.

Таблица 2

Технологический баланс при работе по схеме Рубцовской фабрики

| Наименование продуктов | Выход, % | Массовая доля, % | | | Извлечение, % | | |
|------------------------|----------|------------------|-------|-------|---------------|------|------|
| | | Cu | Pb | Zn | Cu | Pb | Zn |
| Zn к-т | 2,4 | 0,42 | 1,01 | 50,06 | 1,7 | 0,7 | 13,5 |
| Pb к-т | 0,3 | 1,2 | 25,3 | 11,87 | 0,6 | 2,2 | 0,4 |
| Cu к-т | 9,9 | 4,13 | 19,31 | 7,64 | 68,1 | 55,4 | 8,5 |
| Промпродукт | 30,3 | 0,56 | 3,50 | 20,00 | 28,5 | 30,7 | 68,1 |
| Хвосты | 57,1 | 0,011 | 0,66 | 1,48 | 1,1 | 11,0 | 9,5 |
| Исходная руда | 100 | 0,6 | 3,45 | 8,9 | 100 | 100 | 100 |

При разработке технологического регламента для месторождения Степное, сотрудники ОАО «Уралмеханобра» для селекции Cu-Pb концентрата рекомендовали вместо тиосульфата дозировать сульфит натрия в сочетании с железным купоросом, так как только этот режим позволил получить кондиционные концентраты.

Нами для селекции был принят данный реагентный режим.

Для оптимизации предложенного реагентного режима исследован реагент-собираатель АФИ, предоставленный для испытаний ООО «НПП КВАЛИТЕТ». Реагент относится к классу собирателей и является модифицированным аэрофлотом.

Эффективность этого реагента оценивали по одной основной Cu – Pb флотации. Исследования показали, что увеличивая долю АФИ в сочетании собирателей от 0 до 100%, извлечение цинка снижается на ~ 49%.

На основании проведенных лабораторных исследований, с учётом изучения вещественного и минералогического состава руды разработана схема обогащения полиметаллической руды по бесцианидной технологии. Схема представлена на рис. 5, а результаты обогащения в табл. 3.

Результаты схемы приведены в таблице 3.

Таблица 3

Баланс металла рекомендуемой схемы обогащения

| Наименование продукта | Выход, % | Массовая доля, % | | | Извлечение, % | | |
|------------------------------|----------|------------------|-------|-------|---------------|-------|-------|
| | | Cu | Pb | Zn | Cu | Pb | Zn |
| Cu концентрат | 2,43 | 17,65 | 6,93 | 11,28 | 71,55 | 4,81 | 3,04 |
| Pb продукт | 5,73 | 1,57 | 36,65 | 2,0 | 15,0 | 60,0 | 1,27 |
| Zn концентрат | 12,59 | 0,3 | 0,81 | 53,23 | 6,25 | 2,93 | 74,46 |
| Хвосты коллективной флотации | 67,0 | 0,01 | 0,83 | 1,19 | 1,12 | 15,89 | 8,86 |
| Хвосты Pb цикла | 7,53 | 0,15 | 2,36 | 10,88 | 2,0 | 5,09 | 9,1 |
| Хвосты Zn цикла | 4,72 | 0,52 | 8,36 | 6,24 | 4,08 | 11,28 | 3,27 |
| Исходная руда | 100,0 | 0,6 | 3,5 | 9,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

- Предложенная технология позволяет получить:
- медный продукт с массовой долей меди 17,65% соответствующий по содержанию меди марке КМ-7 (ГОСТ Р 52998–2008), при извлечении 71,55% (массовая доля свинца составляет 6,93 и цинка 11,28%);
 - свинцовый продукт с массовой долей свинца 36,65% соответствующий марке ППС (ТУ 1725–368–048–2006) при извлечении свинца 60,0%;
 - цинковый концентрат с массовой долей цинка 53,23%, по содержанию цинка соответствующий марке КЦ- (ТУ 1721–007–00201402–2006) при извлечении цинка 74,46%.

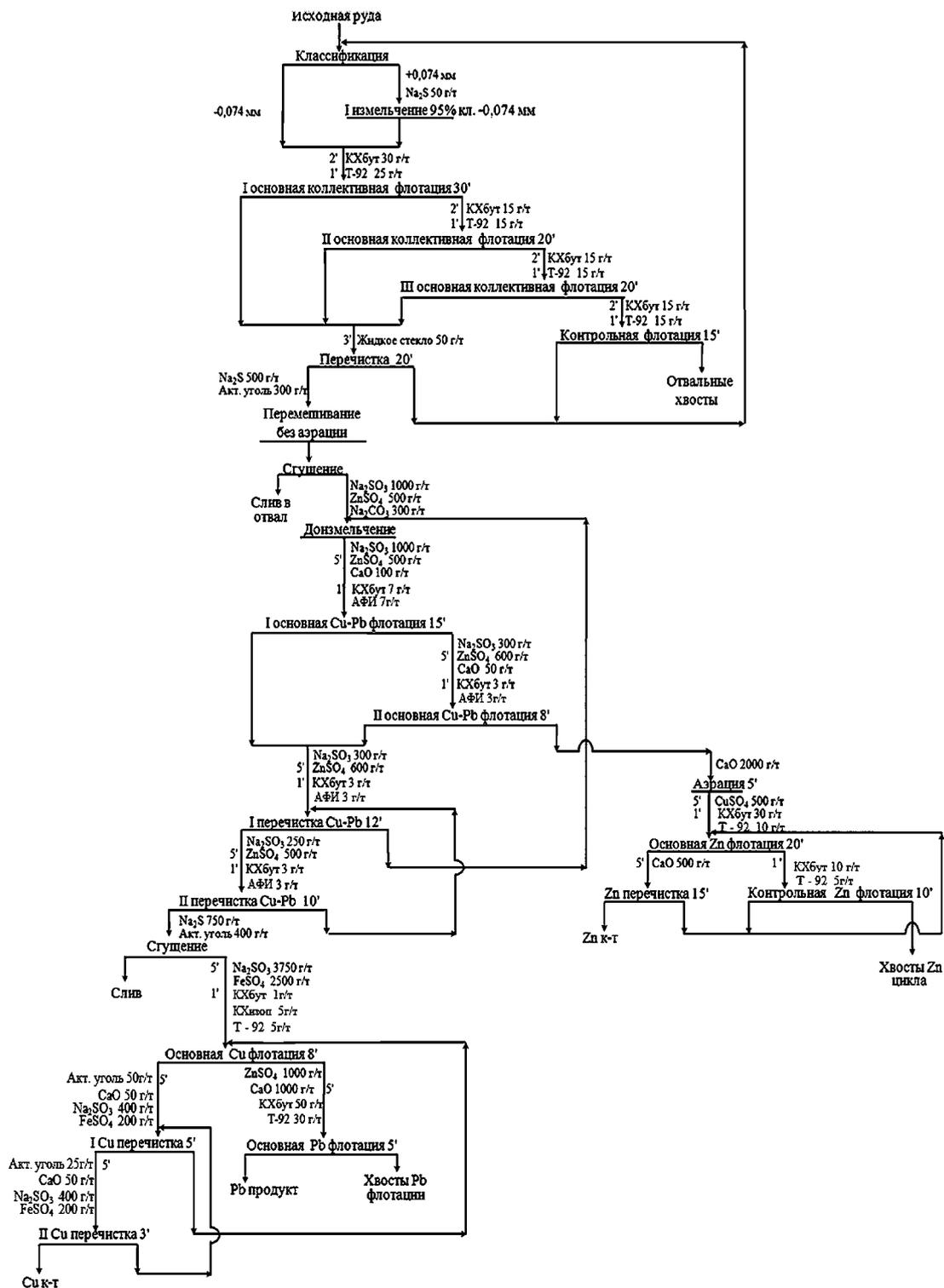


Рис. 5. Рекомендуемая схема обогащения полиметаллической руды

ЛИТЕРАТУРА

1. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: учеб. пособие для вузов в 2 кн./А.А. Абрамов.– М.: МГГУ, 2005.– 575 с.
2. Кошербаев К.Т., Кайпбаев Д.К., Шаутенов М.Р. Бесцианидная технология селекции медно-свинцово-цинково-пиритного концентрата по схеме прямой селекции / Прогрессивные методы обогащения и технологии глубокой переработки руд цветных, редких и платиновых металлов (Плаксинские чтения): Материалы международного совещания. Красноярск, ГОУ ВПО «ГУЦМиЗ», ИХХТ СО РАН, 02–08 октября 2006 г. –322 с.
3. Клебанов О.Б., Шубов Л.Я., Щеглова Н.К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов / Под общ. ред. А.В. Троицкого. М:
4. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: учебник для вузов.-3-е изд., перераб. и доп./А.А. Абрамов.– М.: МГГУ,– 2008.-710 с.
5. НПО КВАЛИТЕТ: производство флотореагентов для флотации руд цветных и редких металлов 2002–2011. Режим доступа: <http://www.npp-qualitet.ru/> – Загл. с экрана.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПОПУТНЫХ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ФОСФОРИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ДЛЯ УВЕЛИЧЕНИЯ ИХ СОРТНОСТИ И КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

И.И. Бакшеева¹, В.И. Брагин^{1,2}, А.А. Глумова¹

¹ ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия

² Учреждение Российской академии наук Институт химии и химической технологии СО РАН, г. Красноярск, Россия

Предложены методы извлечения попутных полезных компонентов из фосфоритовых концентратов. Определены оптимальные условия ведения процесса.

Фосфор относится к числу широко распространенных элементов. Кларк его в земной коре – 0,093%. В свободном виде в природе не встречается. Основным источником фосфорсодержащего сырья являются апатитовые и фосфоритовые руды. Более 90% всего добываемого фосфатного сырья употребляется для выработки минеральных удобрений. Соединения фосфора используются также в химической промышленности, медицине, металлургии и других отраслях народного хозяйства. В природе наибольшее распространение получили ортофосфаты, образующие самостоятельные минералы или изоморфные примеси в алюмосиликатах. Среди фосфорсодержащих минералов практическое значение имеют основные ортофосфаты кальция группы апатита с общей формулой $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F}, \text{Cl}, \text{OH})$.

Для фосфатных минералов характерен широкий диапазон замещения всех компонентов. Фосфор замещается углеродом, стронцием, серой, кремнием; фтор – гидроксидом; кальций – натрием, стронцием и алюминием. Возможны и другие замещения, а также обогащение элементами-примесями: U, TR, Sr, реже V, Ti, Zr, Au, B, Li, Pb, As, Ag, Mo, Ni, Co, Se. Уран в фосфоритах входит в кристаллическую решетку апатитовых минералов. Содержание его от 0,0001 до 0,052%. Редкие земли (иттрий и церий) и стронций постоянно присутствуют в морских фосфоритах в количестве соответственно 0,06–0,10 и 0,02–0,36%.

Высокая обеспеченность фосфатной промышленности мира запасами сырья высокого качества предопределила подход к освоению месторождений, при котором требования к качеству сырья диктуются переработчиками природных фосфатов. В настоящее время складывается ситуация, когда неудовлетворенный спрос на фосфорные удобрения активизирует конъюнктуру рынка фосфатов и, в то же время, требования производителей не могут быть удовлетворены из-за отсутствия запасов фосфоритов общепринятого качества [1]. Производство минеральных удобрений в России составляет 20% суммарного объема товарной продукции химической и нефтехимической промышленности. В экспорте химической продукции минеральные удобрения составляют более 35%, а для экспортных поставок обязательно соблюдение жестких требований качества концентратов и удобрений. Основным компонентом, определяющим качество фосфатных руд, является содержание в них пятиоксида фосфора (P_2O_5). Важную роль играет также процентное содержание полуторных окислов (FeO , Fe_2O_3 , Al_2O_3).

Объектом исследования выступали фосфориты месторождения остаточного-инфильтрационного типа (коры выветривания), образованного на древних в различной степени фосфоритоносных карбонатных и кремнисто-карбонатных формациях. На участке развиты отложения кремнисто-карбонатной формации венда. В верхней ее части мощностью 450 м развиты светло-серые и серые известняки и доломиты. Преимущественно в последних есть линзы фосфорита (7–9% P_2O_5) и рассеянные скопления (0,4–2% P_2O_5) фторапатита. За счет преимущественно рассеянных концентраций фосфора образовались вторичные фосфориты. В водораздельной части месторождения развиты богатые их разности (16,3–22,4% P_2O_5), слагающие воронкообразные формы карста. По физико-механическим свойствам сырье рыхлое землистое, комковатое и каменистое (наиболее богатое – 30–42% P_2O_5). На части месторождения развиты рядовые карстово-делювиальные залежи сырья (12–15% P_2O_5) [2].

Целью данной работы является извлечение попутных полезных компонентов из фосфоритовых концентратов для увеличения сортности и для комплексного использования сырья.

Актуальность данного исследования:

1. Требования к качеству концентрата по содержанию железа 0,4–1,1 %.
2. Требование по содержанию вредных примесей Cd, Hg, As, U, Th, Ni, Zn.
3. Использование фосфатного сырья как дополнительного источника редких металлов.

Для извлечения указанных компонентов были испытаны метод флотации и высокоградиентной магнитной сепарации.

Флотация осуществлялась по традиционной схеме, используемой для извлечения золота из окисленных шламистых руд. В качестве реагентов применяли ксантогенат, мазут, Т-80. Так как золото находится в очень тонком классе, для более эффективного извлечения применялось эмульгирование мазута в растворе поверхностно-активных веществ, в качестве которых использовался спирт и ксантогенат. В результате взаимодействия образуют структуру, в которой молекулы спирта (R-OH) выполняют роль стабилизатора эмульсии, тем самым она становится стабильнее и образуется легче за счет простого встряхивания смеси. Молекулы ксантогената функционализируют эмульсию и придают собирательные свойства. Было реализовано три постановочных опыта с различным расходом реагентов. Расход и виды реагентов представлены в таблице 1.

Таблица 1

Расход и виды реагентов

| Расход/виды реагентов | Опыт 1 | Опыт 2 | Опыт 3 |
|-----------------------|---------|---------|---------|
| ксантогенат | 300 г/т | 500 г/т | 500 г/т |
| мазут | 80 г/т | 80 г/т | 85 г/т |
| Т-80 | 160 г/т | 160 г/т | 160 г/т |
| Выход концентрата | 16,34 | 14,4 | 10,2 |

По результатам опытов были построены диаграммы по содержанию в продуктах флотации Au; Pt; Pd (рис. 1–3).

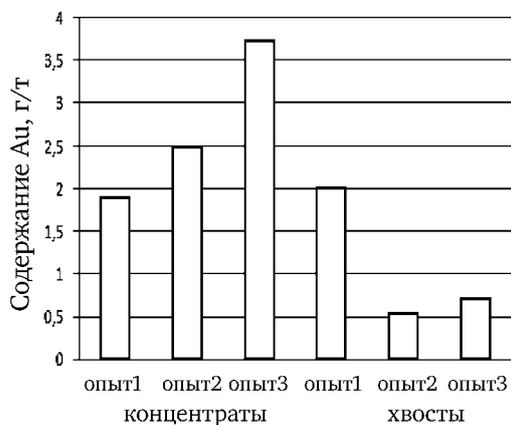


Рис. 1. Содержание Au в продуктах флотации

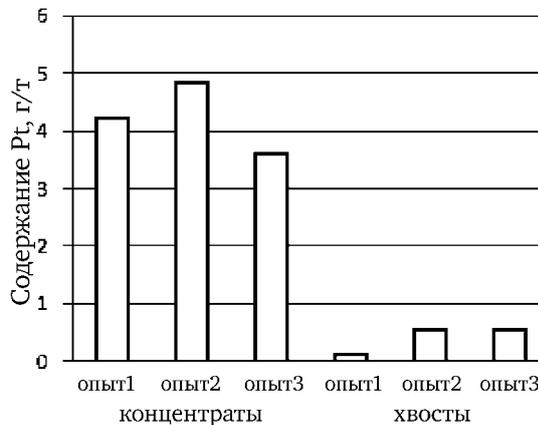


Рис. 2. Содержание Pt в продуктах флотации

Представленные данные свидетельствуют от том, что с помощью флотации можно извлечь до 3,7 г/т Au, 4,8 г/т Pt и 6,5 г/т Pd.

По построенным корреляционным зависимостям железа и попутных элементов установлено, что большая часть редких металлов тесно связана с железом. Эта особенность редкометальной минерализации предопределяет возможность совместного извлечения железа и редких металлов, прежде всего для снижения их содержания в концентрате и, в перспективе, для более глубокой переработки.

Для извлечения железа из фосфоритовых концентратов использовался метод высокоградиентной сепарации. Технологическая схема представляет собой предварительное измельчение до крупности $-0,5+0$ мм и четырехстадиальную высокогради-

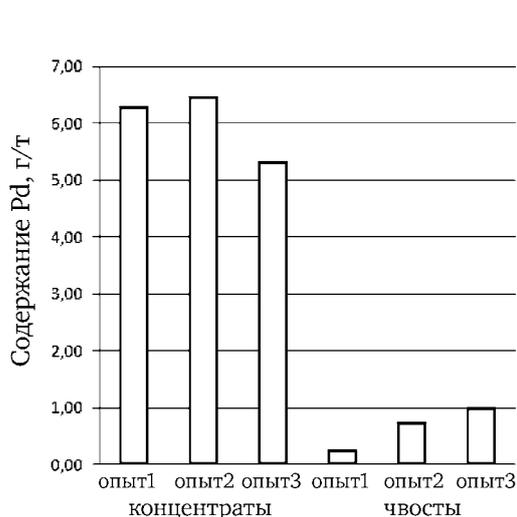


Рис. 3. Содержание Pd в продуктах флотации

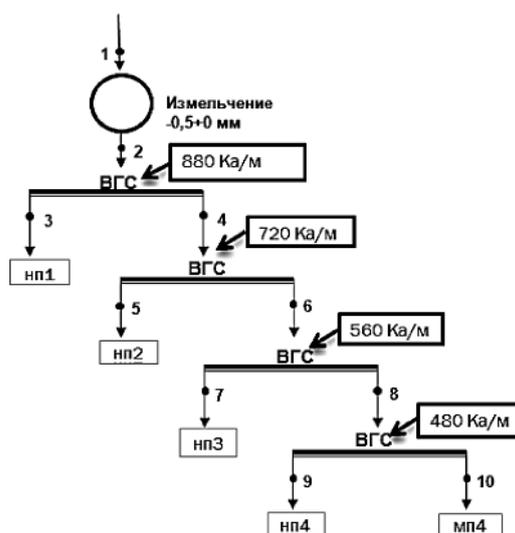


Рис. 4. Технологическая схема извлечения железа из фосфорита

ентную сепарацию (рис. 4). Испытания проводились на дробии различной крупности и при различной напряженности. Наилучшие результаты получены при испытании мелкой дробии (3 мм) и напряженности 480 Ка/м. Содержание железа в магнитном продукте составило 16000 г/т, в немагнитном 6050 г/т.

Результаты обогащения на высокоградиентном сепараторе представлены на рисунке 5.

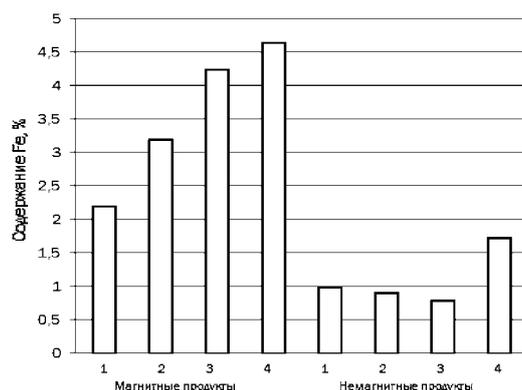


Рис. 5. Содержание железа в продуктах сепарации

Из рисунка 5 видно, что содержание железа в магнитном продукте увеличивается к последней стадии и составляет 4,6%. Содержание железа в немагнитном продукте отвечает требованиям стандарта.

По результатам исследования принципиально доказана возможность доизвлечения попутных полезных компонентов из фосфорита методами флотации и ВГС, причем наибольшая селективность достигнута при извлечении БМ методом флотации. В черновой концентрат с содержанием Au 3,73 г/т, Pt 4,84 г/т, Pd 5,29 г/т, извлекается 61%, 70% и 54% металлов соответственно.

Далее планируется изучение влияния параметров процесса, применения других видов реагентов, изменение расходов реагентов, условия агитации.

ЛИТЕРАТУРА

1. Красильникова И. Г., Пауль Р. К. Проблемы и перспективы использования фосфоритов коры выветривания Сибири. Отечественная геология. 2004. № 6. С. 7.
2. Мкртычян А. К., Цыкин Р. А. О фосфоритах Обладжанского месторождения // Закономерности размещения главнейших осадочных полезных ископаемых Сибири. Фосфатное сырье. Тр. СНИИГГиМС, вып. 68. Новосибирск, 1968. С. 147–156.

ИЗУЧЕНИЕ КИНЕТИКИ РАСТВОРЕНИЯ ОКСИДА МОЛИБДЕНА (VI) В РАСТВОРАХ, СОДЕРЖАЩИХ ОКСИД МАГНИЯ И АММИАК

*А.Ю. Курмышева, И.В. Артамонова, И.Г. Горичев, Е.Б. Годунов,
С.М. Русакова, Е.О. Забенькина*

Московский государственный технический университет «МАМИ»,
г. Москва, Россия

Молибденовых месторождений в РФ недостаточно для того, чтобы обеспечить потребность развивающейся промышленности в молибдене и его соединениях. В связи с этим необходимо вовлечение в переработку молибденосодержащего сырья, которое не может быть переработано обжиговыми методами [1, 2]. Для поиска оптимальных режимов выщелачивания молибдена из обедненных руд и вторичного сырья, объяснения коррозионного поведения молибдена необходимо иметь детальную информацию о кинетике растворения MoO_3 как одной из наиболее устойчивых оксидных фаз молибдена.

Экспериментальная часть

Для проведения эксперимента в стеклянный реактор объемом 1 л заливали в первом случае раствор аммиака определенной концентрации, во втором случае водный раствор, содержащий добавки MgO (в г: 0; 0,1; 0,2; 0,3; 0,4; 0,5) и засыпали навеску оксида молибдена (VI), равную 0,5 г. Раствор непрерывно помешивали с помощью мешалки, вращающейся с постоянной скоростью 500 об/мин и термостатировали при $t = 353 \text{ K}$ с точностью термостата ТС-16. Пробы объемом 1 мл периодически отбирали с помощью стеклянного шоттовского фильтра № 4, создавая вакуум в пробирке, предназначенной для собирания фильтрата. Далее, для перевода в окрашенный раствор, к каждой пробе приливали по 4 мл серной кислоты концентрацией 1:1, разбавляли водой до 15 мл, затем добавляли по 4 мл роданида калия и по 5 мл 10% аскорбиновой кислоты и разбавляли водой до 25 мл. Нулевой раствор содержал все компоненты кроме роданид-ионов. Колориметровали относительно нулевого раствора при длине волны 420 нм.

Цель работы – экспериментально изучить кинетику растворения оксида MoO_3 в водных растворах, содержащих добавки MgO или аммиака, для поиска оптимальных условий выщелачивания.

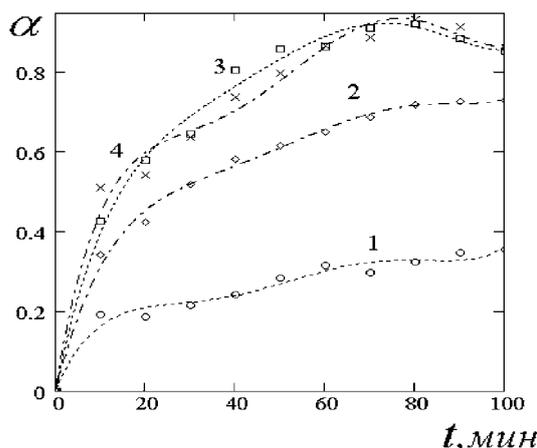


Рис. 1. Зависимость доли растворенного MoO_3 (α) от времени (t) в водных растворах, содержащих добавки MgO :
1 – 0; 2 – 0,1; 3 – 0,2; 4 – 0,5 г. $T = 353 \text{ K}$.
Точки – экспериментальные данные,
линии – расчет по уравнению (1)

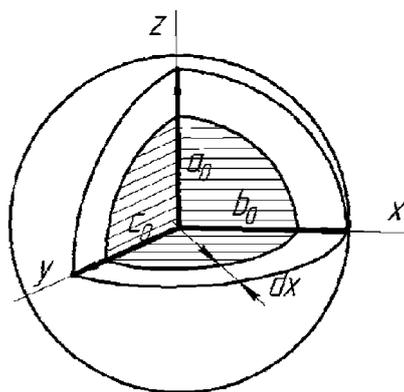


Рис. 2. Характер равномерного растворения сферических частиц оксида
 $a_0 = b_0 = c_0$

Результаты и обсуждение

Из данных рис. 1 следует, что добавки MgO увеличивают долю растворенного MoO₃, а, следовательно, и скорость его растворения. Расчет скорости растворения проводили с использованием модели сжимающейся сферы [3]:

$$1 - (1 - \alpha)^{1/3} = W \cdot t \quad (1)$$

где W – постоянная скорости, мин⁻¹.

Использование этого уравнения основано на представлениях об одновременном участии в реакции всей поверхности образца и представлении об образовании и росте зародышей фазы твердого продукта, сохраняющих свою геометрическую форму (т.е. соотношение размеров) на протяжении всей реакции (постоянство фрактальной размерности) [4].

Для проверки применимости уравнения (1), экспериментальные данные перестраивали в координатах: доля растворенного оксида (α) – приведенное время ($t/t_{0.5}$), где $t_{0.5}$ – время растворения 50% навески оксида (рис. 3).

Из анализа данных рис. 3 видно, что наблюдается инвариантность зависимости $\alpha-t/t_{0.5}$ от концентрации добавки MgO, значит, механизм растворения при варьировании этого параметра не меняется.

Данные по расчету постоянных скорости растворения при разных концентрациях MgO приведены в таблице 1.

Таблица 1

Значения постоянных скорости растворения MoO₃ в воде при разных добавках MgO, рассчитанные по модели (1)

| W , мин ⁻¹ | m (MgO) |
|-------------------------|-----------|
| 0,002 | 0 |
| 0,007 | 0.1 |
| 0,010 | 0.2 |
| 0,009 | 0.5 |

Из анализа данных рис. 1 и таблицы 1 следует, что скорость растворения оксида молибдена (VI) проходит через максимум от величины добавки MgO равной 0,2 г. Как показали дальнейшие исследования, увеличение массы навески оксида магния не оказывает существенного влияния на скорость растворения.

Порядок реакции n (MgO) равен 0,3. Стимулирующий эффект добавки MgO связан с образованием соли MgMoO₄, хорошо растворимой в воде.

Экспериментально изучено влияние концентрации аммиака на кинетику растворения MoO₃ (рис. 4).

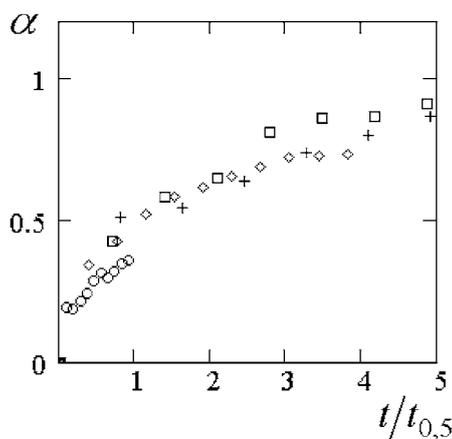


Рис. 3. Зависимость доли растворенного MoO₃ (α) от приведенного времени ($t/t_{0.5}$) в водных растворах, содержащих добавки MgO (в г.): 1–0; 2–0,1; 3–0,2; 4–0,5. $T = 353$ К

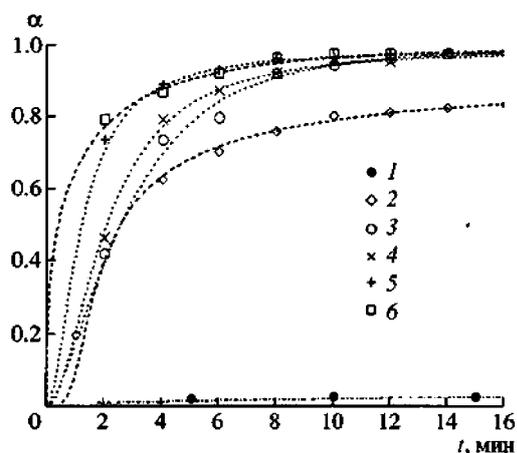


Рис. 4. Зависимость доли растворенного оксида от времени ($T = 303$ К) при различных концентрациях аммиака, моль/л: 1–0, 2–0,02, 3–0,07, 4–0,12, 5–0,6, 6–1,26. Точки – эксперимент, линия – расчет по уравнению (1) [1, 5]

Из данных рис. 4 следует, что скорость растворения MoO_3 в аммиачных растворах увеличивается с ростом концентрации NH_4^+ . Порядок по ионам аммония $n(\text{NH}_4^+) = 0,5$. Катализирующая роль ионов NH_4^+ и механизм растворения подробно описаны в работе [1].

В дальнейшем представляет интерес исследовать кинетику растворения MoO_3 в аммиачных растворах, содержащих добавки MgO , и выявить наиболее эффективные условия проведения процесса.

Выводы

Анализ экспериментальных данных по растворению MoO_3 в водных растворах, содержащих MgO , и аммиачных растворах показал, что:

- 1) наиболее эффективной концентрацией MgO для растворения оксида молибдена (VI) в водных растворах является 0,2 г/л;
- 2) аммиачные растворы более эффективны для растворения MoO_3 , чем водные растворы, содержащие MgO ;
- 3) стимулирующий эффект добавки MgO связан с образованием соли MgMoO_4 , хорошо растворимой в воде.

Работа выполнена при поддержке государственного контракта № П 205, № 14.740.11.1095 Программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009–2013 годы», аналитической ведомственной целевой программы «Развитие научного потенциала высшей школы на 2011–2012 гг.» – контракты № 5.3, 5.6.

ЛИТЕРАТУРА

1. Горичев И. Г., Артамонова И. В., Лайнер Ю. А., Изотов А. Д., Казиев Г. З., Петроченко В. А. Электрохимическое и коррозионное поведение молибдена и его оксидов в растворах электролитов: монография. – 1-е изд. – М.: МГТУ «МАМИ», 2010. – 120 с.
2. Перехода С. П., Лайнер Ю. А., Медведев А. С. Варианты комплексной переработки отработанных молибденсодержащих катализаторов гидроочистки нефтяных фракций. // Химическая промышленность сегодня. – М., 2003. – № 4. – С. 13–18.
3. Дельмон Б. Кинетика гетерогенных реакций. – М.: Мир, 1972. – 554 с.
4. Горичев И. Г., Артамонова И. В., Изотов А. Д. Основы моделирования кинетических процессов растворения оксидов и солей – 1-е изд. – М.: МГТУ «МАМИ», 2009. – 190 с.
5. Петроченков В. А., Горичев И. Г., Батраков В. В., Изотов А. Д., Кутепов А. М. Каталитическое влияние аммиака на кинетику и механизм растворения MoO_3 в щелочных растворах. // Теоретические основы химической технологии, 2004. – Т. 38, № 4. – С. 411–418.

КИНЕТИКА ИЗВЛЕЧЕНИЯ МАРГАНЦА ИЗ ОБЕДНЕННЫХ РУД И ОТРАБОТАННЫХ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩИХ ХИМИЧЕСКИХ ИСТОЧНИКОВ ТОКА

Е.Б. Годунов, И.Г. Горичев, И.В. Артамонова, Е.О. Забенькина

Московский государственный технический университет «МАМИ»,
г. Москва, Россия

Проведено исследование кинетики выщелачивания оксида марганца (IV) в растворах лимонной кислоты при различных ее концентрациях, pH и температурах. Найден оптимальные условия растворения оксидов марганца в кислых средах в присутствии цитрат-ионов.

Введение

Поддержание конкурентноспособности металлургического комплекса и других базовых отраслей промышленности России на современном этапе и их дальнейшее укрупнение в долгосрочной перспективе напрямую зависят от мощности масштабных поставок на внутренний рынок товарной марганцевой продукции: концентратов и ферросплавов, а также различных соединений – электролитического и химического оксида марганца (IV), металлического марганца, перманганата калия, солей марганца.

Одним из основных направлений укрупнения минерально-сырьевой базы (МСБ) России по цветным металлам является их рациональное использование.

В настоящее время возникла необходимость разработки рациональных технологий переработки обедненных руд, техногенных образований и отработанных марганецсодержащих химических источников тока с целью извлечения соединений марганца.

В настоящее время проблеме комплексной утилизации техногенного сырья, в частности выщелачиванию марганца из отработанных химических источников тока (ХИТ) уделяется повышенное внимание [5, 8, 10, 12].

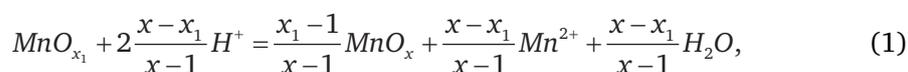
Цель работы – заключалась в определении условий, позволяющих устранить протекание реакции диспропорционирования оксида марганца (IV) в кислых средах, которая препятствует полному растворению оксида марганца (IV) и поиске условий интенсификации процессов растворения (концентрации лимонной кислоты, pH, температуры), что позволит организовать новые технологические процессы выщелачивания оксидов марганца из обедненных руд и отработанных ХИТ.

Экспериментальная часть

Для изучения кинетики растворения использовали навеску порошкообразного γ -оксида марганца (IV) (марки «особо чистый») с размерами частиц 60–80 мкм массой 0,087 г, вводимую в термостатируемый реакционный сосуд, содержащий $1,000 \pm 0,005$ л водного раствора лимонной кислоты заданной концентрации. Растворение оксида марганца (IV) проводили при перемешивании смеси магнитной мешалкой (частота вращения 500 об/мин). Регулирование pH осуществляли добавлением к раствору серной кислоты или гидроксида натрия. Эксперимент проводили при различных температурах (313 К, 333 К и 353 К). Периодически из реакционного сосуда через определенные промежутки времени отбирали пробы фильтрата с помощью шоттовского фильтра № 16. Концентрацию ионов марганца в отобранной пробе определяли фотоколориметрическим методом при помощи формальдоксима [9].

Результаты и их обсуждение

Особенностью взаимодействия оксидов марганца с серной кислотой является их неполное растворение вследствие протекания реакций диспропорционирования [7, 11]:



где x_1 – исходный и x – конечный состав оксидной фазы.

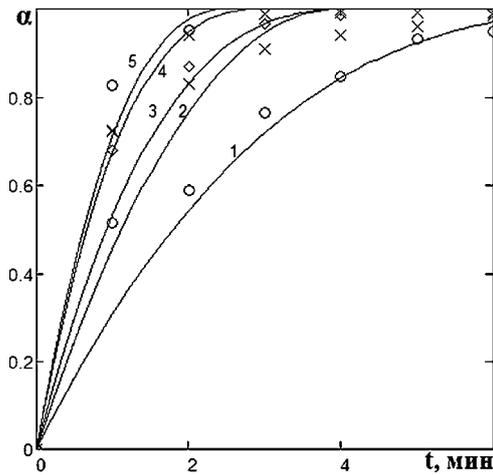


Рис. 1. Зависимость доли растворенного вещества (α) – оксида марганца (IV) от времени (t) при 353 К, $\omega = 500$ об/мин и $\text{pH} = 2,0$ в растворах лимонной кислоты, следующих концентраций (моль/л): 1 – 0,2; 2 – 0,4; 3 – 0,6; 4 – 0,8; 5 – 1,0. Точки – экспериментальные данные, линии – расчет по уравнению $1 - (1 - \alpha)^{1/3} = W \cdot t$

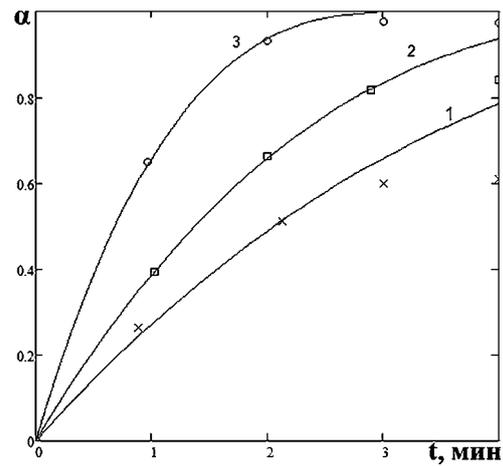


Рис. 2. Зависимость доли растворенного вещества (α) от времени (t) при растворении оксида марганца (IV) ($\text{pH} = 2,0$ и $\omega = 500$ об/мин) в лимонной кислоте (0,1 моль/л) при разных температурах: 1–313 К, 2–333 К, 3–353 К. Точки – экспериментальные данные, линии – расчет по уравнению $1 - (1 - \alpha)^{1/3} = W \cdot t$

По этой причине с ростом концентрации $[\text{H}^+]$ до 5 моль/л скорость процесса растворения уменьшается [1, 4].

На рисунке 1 представлены экспериментальные данные по влиянию концентрации лимонной кислоты, а на рисунке 2 экспериментальные данные по влиянию температуры на скорость выщелачивания марганца из оксида марганца (IV).

Из данных рисунка 1 следует, что концентрация лимонной кислоты влияет на растворение оксида марганца (IV). При концентрации лимонной кислоты больше 0,8 моль/л изменение скорости растворения незначительны, поэтому рекомендуется использовать для выщелачивания раствор с концентрацией 0,8 моль/л.

Полученные данные обрабатывались с помощью математического пакета MathCad 11. Зависимость логарифма скорости растворения оксида марганца (IV) от концентрации лимонной кислоты представлена на рисунке 3.

Из зависимости $\lg W - \lg C$, представленной на рисунке 3, рассчитаны значения скорости, констант и порядков растворения оксида марганца (IV). Порядок реакции по цитрат-ионам равен 0,7. Найдена экспериментальная зависимость логарифма скорости растворения оксида марганца (IV) от концентрации лимонной кислоты (2):

$$\lg(W) = -0,413 + 0,719 \cdot \lg(C). \quad (2)$$

Данная зависимость позволяет проводить расчет скорости растворения оксида марганца (IV) при любой концентрации лимонной кислоты, не проводя эксперимента.

В общем виде, эмпирическая зависимость скорости растворения оксида марганца (IV) от концентрации лимонной кислоты (H_3Citr^-) определяется уравнением (3):

$$W_i = W_1^0 \left(\frac{[\text{H}_3\text{Citr}^-]}{[\text{H}_3\text{Citr}^-] + K_a} \right) \approx W_1^0 [\text{H}_3\text{Citr}^-]^n. \quad (3)$$

С целью поиска частицы, которая лимитирует процесс растворения в данном интервале pH была построена распределительная диаграмма зависимости относительной доли распределения различных форм ионов лимонной кислоты от величины pH (рис. 4) на основе данных по константам ионизации лимонной кислоты, приведенных в работах [2, 3]. Так на рисунке 4 значения ступенчатых констант ионизации лимонной кислоты равны соответственно $\text{pK}_1 = 2,94$; $\text{pK}_2 = 4,14$; $\text{pK}_3 = 5,82$; $\text{pK}_4 = 16,00$.

Из данных распределительной диаграммы (рис. 4) видно, что состав водного раствора лимонной кислоты значительно зависит от величины pH и от соотношения

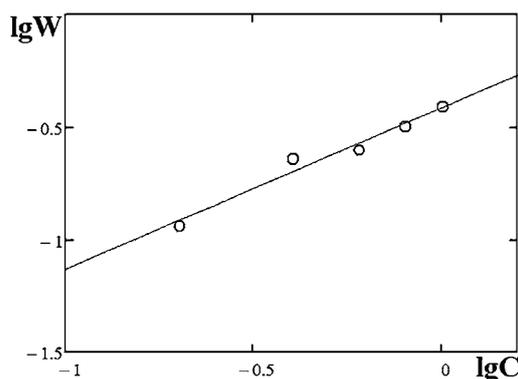


Рис. 3. Зависимость логарифма скорости растворения ($\lg W$) оксида марганца (IV) от логарифма концентрации лимонной кислоты ($\lg C$) при $\text{pH} = 2$, 353 К и $\omega = 500$ об/мин

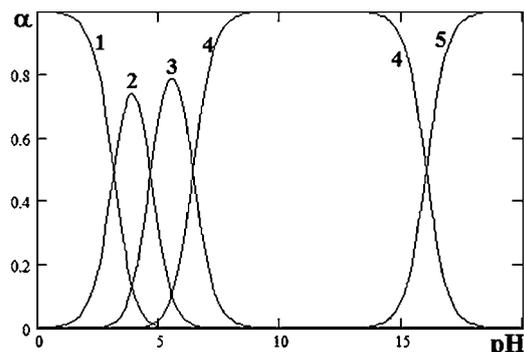


Рис. 4. Распределительная диаграмма для лимонной кислоты в водном растворе: 1 – H_4Cit^0 , 2 – H_3Cit^- , 3 – $\text{H}_2\text{Cit}^{2-}$, 4 – HCitr^{3-} , 5 – Citr^{4-}

ступенчатых констант кислотности. Для лимонной кислоты преобладающей формой при $\text{pH} = 2,2-2,3 \pm 0,1$ является преимущественно частица вида H_3Cit^- . Как следствие можно предположить, что от концентрации этих частиц на поверхности оксида марганца (IV) будет зависеть скорость растворения этого оксида.

Логарифмирование результатов экспериментальных исследований скорости растворения от pH на скорость выщелачивания марганца раствором лимонной кислоты при постоянной концентрации лимонной кислоты (0,1 моль/л), температуре 353 К и $\omega = 500$ об/мин. обработаны в статистической программе MathCad 11 и представлены на рисунке 5.

Из анализа полученных данных следует, что максимум скорости растворения оксида марганца (IV) наблюдается при $\text{pH} = 2,2-2,3 \pm 0,1$.

Полученные данные для расчета эффективной энергии активации перестраивались в координатах – удельная скорость растворения ($\lg W$) от обратной температуры ($1/T$) при растворении оксида марганца (IV) в 0,1 моль/л растворе лимонной кислоты при $\text{pH} = 2,0$ и $\omega = 500$ об/мин (рис. 6).

С ростом температуры от 313 К до 353 К скорость растворения оксида марганца (IV) увеличивается (рис. 6). Данные рисунка 6, с использованием уравнения Аррениуса $\ln k = \ln A - \frac{E_a}{RT}$, где A – постоянная интегрирования), позволяют рассчитать энергию активации растворения оксида марганца (IV) в растворе лимонной кислоты, которая составила по нашим данным 47,38 кДж/моль.

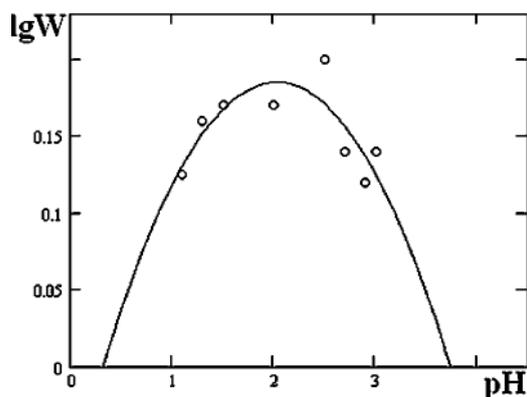


Рис. 5. Зависимость логарифма скорости ($\lg W$) от pH при растворении оксида марганца (IV) в 0,1 моль/л растворе лимонной кислоты при температуре 353 К и $\omega = 500$ об/мин

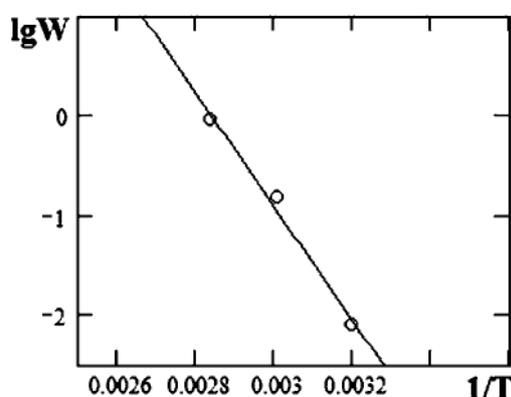


Рис. 6. Зависимость логарифма скорости ($\lg W$) от обратной температуры ($1/T$) при растворении оксида марганца (IV) в 0,1 моль/л растворе лимонной кислоты при $\text{pH} = 2,0$ и $\omega = 500$ об/мин

Заключение

1. Найдено, что кинетика процессов выщелачивания марганца может быть описана уравнением гетерогенной кинетики [6]: $1 - (1 - \alpha)^{1/3} = W \cdot t$.

2. Скорость растворения оксида марганца (IV) в лимонной кислоте увеличивается с увеличением концентрации цитрат-ионов в растворе (см. рис. 3).

3. Ускоряющее действие лимонной кислоты связано с восстановительной способностью комплекса $[\text{Mn}^{\text{III}}\text{HL}]^-$, благодаря которому ионы Mn (IV) восстанавливаются до Mn (II), которые являются центрами растворения.

4. Определены оптимальные параметры pH для процесса выщелачивания марганца (оптимальные условия $\text{pH} = 2,2-2,3 \pm 0,1$).

5. По найденным значениям энергии активации (E_a) и константы скорости (k_1) при температуре 353 К (T_1), по уравнению Аррениуса можно рассчитать величину

константы скорости (k_2) при любой другой температуре (T_2): $\ln \frac{k_2}{k_1} = \frac{E_a}{R} \left(\frac{1}{T_1} - \frac{1}{T_2} \right)$.

6. Решение вышеизложенной проблемы на государственном уровне, позволит улучшить обеспечение основным сырьем отечественных производителей марганец-содержащих ХИТ, и самое главное – уменьшить вредное воздействие на окружающую среду.

7. Представляет интерес провести моделирование экспериментальных кинетических данных для выявления механизма процесса растворения и природы лимитирующей стадии.

Работа выполнена при поддержке государственных контрактов № П 205, № 14.740.11.1095 Программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009–2013 гг.», аналитической ведомственной целевой программы «Развитие научного потенциала высшей школы на 2011–2012 гг.» – контракт № 5.3.

ЛИТЕРАТУРА

1. Артамонова И. В., Горичев И. Г., Забенькина Е. О., Годунов Е. Б. Изучение кинетики растворения диоксида марганца в растворах лимонной и щавелевой кислот. // Известия МГТУ «МАМИ». – М.: МГТУ «МАМИ», 2010. – № 2 (10). – с. 156–160.

2. Батлер Дж. Н. Ионные равновесия/Пер. с англ. – Л.: Химия, 1973. – 448 с.

3. Булатов М. И. Расчет равновесий в аналитической химии. – Л.: Химия, 1984. – 184 с.

4. Годунов Е. Б., Артамонова И. В., Горичев И. Г., Забенькина Е. О., Русакова С. М. Поиск эффективных технологий переработки отработанных ХИТ на основе изучения кинетики растворения MnO_2 // Проблемы экологии и рационального природопользования стран АТЭС и пути их решения: Сборник научных трудов. – М.: МИСиС, 2010. – с. 55–57.

5. Горбунова В. В., Зайцев В. А. Экологические проблемы. Создание малоотходных и замкнутых технологических схем. // Химическая технология, 2005. – № 9. – с. 33–40.

6. Дельмон Б. Кинетика гетерогенных реакций. – М.: Мир, 1972. – 554 с.

7. Кишкина Н. А., Горичев И. Г., Зайцев Б. Е., Изотов А. Д., Духанин В. С. Влияние 1-гидроксиэтилендифосфоновой кислоты на кинетику и механизм взаимодействия Mn_3O_4 с растворами серной кислоты. // Журнал физической химии, 1999. – Т. 73, № 4. – с. 653–660.

8. Куприков Ю. П. Производство тяжелых цветных металлов из лома и отходов. – Харьков, изд. «Основа» при Харьковском гос. университете, 1992. – 269 с.

9. Марченко З., Бальцежак М. Методы спектрофотометрии в УФ и видимой областях в неорганическом анализе. – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2007. – 712 с.

10. Пат. N 2164955 Российская Федерация, МПК⁷ C 22 B 7/00, 19/00, 47/00 Способ утилизации отработанных химических источников тока/Птицын А. Н., Галкова Л. И., Ледвий В. В., Скопов С. В., заявитель и патентообладатель ОАО «Елизаветинский опытный завод». – № 99115669/02, заявл. 14.07.1999; опубл. 10.04.2001, Бюл. № 10. – 14 с.

11. Blesa M. A., Morando P. J., and Regazzoni A. E. Chemical Dissolution of Metal Oxides. CRC Press, Boca Raton, FL., 1994. – 310 p.

12. Pat. 61261443 JP. Method for separating and recovering valuables from waste dry battery./Aoki Medeo, Tazaki Hiroshi//Опубл. 1986.

ВОЗМОЖНОСТИ АТОМНО-АБСОРБЦИОННОГО МЕТОДА АНАЛИЗА В КОНТРОЛЕ ПРОБ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ПРОДУКТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПЕРЕДЕЛА НА СОДЕРЖАНИЕ СЕРЕБРА

Т.А. Бабкина, Л.А. Якубович

ЗАО «Полнос», г. Красноярск, Россия

Для аналитического контроля проб золотосодержащего минерального сырья, руд и продуктов технологического передела на содержание серебра (Ag) в течение многих лет применяют атомно-абсорбционный (А/А) метод анализа. Наиболее широкое распространение получила методика определения массовых долей серебра в диапазоне от 0,10 до 1000 г/т (МА ИАЦ-44–2005 ФР.1.31.2005.01474), разработанная ОАО «Иргиредмет», г. Иркутск. В ней при содержании серебра менее 2 г/т перед выполнением измерений в пламенном варианте А/А проводят экстракционное концентрирование.

В результате проведенных исследований разработана методика атомно-абсорбционного с электротермической атомизацией (А/А ЭТА) варианта измерений массовой доли серебра в диапазоне от 0,010 до 2,00 г/т. При выбранных оптимальных условиях вскрытия проб и определении параметров работы ЭТА установлена возможность прямого измерения элемента на фоне основы пробы с исключением операции экстракции. В работе применяется атомно-абсорбционный спектрометр АAnalyst–800 фирмы «Perkin-Elmer» (США) с электротермическим атомизатором, Земановским корректором фона и устройством для автоматической подачи растворов.

Выполнен набор данных для оценки показателей качества методики, рассчитаны приписанные характеристики погрешности измерений и ее составляющих с применением государственных стандартных образцов состава, аттестованных на содержание серебра. В диапазоне измерений Ag от 0,010 до 2,00 г/т значение среднеквадратического отклонения повторяемости, σ_r , от 0,12 · С до 0,065 · С; значение среднеквадратического отклонения внутрилабораторной прецизионности, σ_R , от 0,15 · С до 0,08 · С. Методика аттестована ФГУП «УНИИМ», г. Екатеринбург. Свидетельство № 224.13.06.099/2009, МВИ – ЛАМС – 08–2009.

Метод А/А ЭТА позволяет селективно, с высокой точностью и чувствительностью анализировать пробы, содержащие серебро. Анализ характеризуется отсутствием дополнительных процессов разделения и концентрирования элементов перед измерением.

Методика с 2009 г. применяется в лаборатории не только для анализа рядовых проб, но и для выполнения аттестационного анализа разрабатываемых стандартных образцов состава; при проведении межлабораторных сличительных испытаний; проведении внутреннего контроля при проверке качества результатов атомно-эмиссионного анализа.

ВОЗМОЖНОСТИ ПРОБИРНОГО АНАЛИЗА В ЛАБОРАТОРИИ АНАЛИЗА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ИЦ ЗАО «ПОЛЮС»

Т.А. Бабкина, И.В. Свиренко, Е.В. Стрельский, М.А. Савинов

ЗАО «Полюс», г. Красноярск, Россия

В аналитической лаборатории с 2005 г. применяется метод пробирного анализа с целью определения содержания драгоценных металлов при выполнении геологических работ и контроле проб технологического процесса. Для этого проводится плавка на свинцовый веркблей (анализ: Au, Ag, Pt, Pd), никелевый штейн (анализ: Pt, Pd, Rh, Ru, Ir, Au); реализован анализ лигатурных сплавов (анализ: Au, Ag). Основным методом определения содержания золота в пробах минерального сырья, руд и продуктов их технологической переработки в соответствии с действующими документами традиционно является пробирный анализ, главным преимуществом которого является возможность использования представительных навесок материала (30–50 г.)

Разработана методика с комбинированной схемой выполнения анализа на содержание золота, которая предусматривает проведение измерений после пробирной плавки разными методами (гравиметрическим, атомно-абсорбционным с пламенной атомизацией, атомно-абсорбционным с электротермической атомизацией, масс-спектрометрическим с индуктивно-связанной плазмой) в диапазоне массовых долей от 0,0010 до 500 г/т. Задача решена с применением спектрометров: атомно-абсорбционных спектрометров «AAAnalyst-800» и А/А –6800 «Shimadzu» и спектрометра с индуктивно-связанной плазмой МС-ИСП («Elan DRC-e», Perkin Elmer).

Проведено сравнение результатов измерений содержания золота в стандартных образцах и рабочих пробах гравиметрическим, атомно-абсорбционным и масс-спектрометрическим с индуктивно-связанной плазмой методами после пробирного концентрирования. Оценены показатели точности полученных измерений содержания золота.

Таблица 1

| Метод анализа | Диапазон, массовая доля золота, г/т | Показатель повторяемости (среднеквадратическое отклонение повторяемости), σ_r , г/т | Показатель воспроизводимости (среднеквадратическое отклонение воспроиз- мости), σ_R , г/т |
|-----------------------------|-------------------------------------|--|--|
| Гравиметрический | 0,20–500 | 0,02–6,0 | 0,04–8,7 |
| А/А с пламенной атомизацией | 0,050–5,00 | 0,005–0,19 | 0,008–0,36 |
| А/А с ЭТА | 0,005–0,10 | 0,0011–0,012 | 0,0022–0,020 |
| МС ИСП | 0,0010–2,00 | 0,0002–0,09 | 0,0005–0,015 |

Методика измерений оформлена в соответствии с требованиями ГОСТ Р 8.863–2009 и аттестована ФГУП «УНИИМ», г. Екатеринбург. Применение пробирного метода в сочетании с возможностями имеющегося в лаборатории оборудования позволяет анализировать пробы с высокой точностью и в широком диапазоне массовых долей золота. Отработанные методические варианты комбинированной схемы анализа содержания золота позволяют значительно расширить возможности аналитической службы для решения задач ЗАО «Полюс» и могут быть рекомендованы для применения др. предприятиям.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА АТОМНО-ЭМИССИОННОЙ СПЕКТРОМЕТРИИ В АНАЛИЗЕ ПРОБ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Т.А. Бабкина, П.Ю. Лыткин

ЗАО «Полюс», г. Красноярск, Россия

Расширение минерально-сырьевой базы ЗАО «Полюс» потребовало внедрения современных методов аналитического контроля. Традиционно для этих целей применяют атомно-эмиссионный спектральный (АЭС) анализ. Основные преимущества многоэлементного атомно-эмиссионного спектрального метода анализа – это низкие пределы обнаружения, удовлетворительная прецизионность измерений, высокая производительность и экспрессность.

В лаборатории анализа минерального сырья в 2005 году введен в работу комплекс «Гранд» (АЭК «Гранд») – современное аппаратное оформление атомно-эмиссионного метода анализа, производства фирмы «ВМК-Оптоэлектроника», г. Новосибирск.

Установленный комплекс был первым прибором такого рода, выпущенного фирмой. Поэтому первоначально была проведена значительная методическая работа со специалистами «ВМК-Оптоэлектроника» по внедрению и настройке прибора.

В ходе внедрения были отработаны необходимые условия получения спектров анализируемых элементов, построения градуировочных графиков. Это позволило определять содержания 20–25 элементов в пробах минерального сырья с производительностью 300–400 проб за рабочую смену. В результате разработана методика атомно-эмиссионного определения проб минерального сырья. Методика позволяет выполнять измерения массовых долей элементов: бария, бериллия, бора, ванадия, висмута, вольфрама, кобальта, марганца, меди, молибдена, мышьяка, никеля, ниобия, олова, свинца, серебра, сурьмы, титана, хрома, цинка в минеральном сырье (порошковых пробах горных пород и руд) атомно-эмиссионным методом. Методика прошла метрологическую экспертизу в УНИИМ г. Екатеринбург, на основании чего выдано Свидетельство об аттестации методики выполнения измерений № 224.13.07.083/2008 от 25.06.2008 г.

Контроль правильности и прецизионности получаемых результатов при выполнении измерений осуществляется способами: с помощью стандартных образцов минерального сырья, с помощью рабочих проб и сравнением с методами количественного химического анализа. Установлено, что качество результатов измерений по большинству анализируемых элементов сопоставимо с результатами измерений количественного химического анализа [1].

Основное применение комплекса «Гранд» – это анализ геологических проб разрабатываемых в ЗАО «Полюс» месторождений. Проведенные исследования показали возможность применения комплекса для входного контроля проб технологической переработки сырья, в том числе для контроля технологического процесса сорбционного выщелачивания золота [2].

Усовершенствованное фирмой «ВМК-Оптоэлектроника» программное обеспечение комплекса (- наличие двух способов вычисления аналитического сигнала: интегральный и интегрально-сцинтилляционный) позволило выявлять неоднородность распределения элементов, в частности, золота и серебра на примере исследования порошковых проб месторождения «Благодатное».

Для увеличения объемов анализируемых проб в 2007 году введен в эксплуатацию второй комплекс «Гранд». Это позволяет анализировать 100–150 тыс. проб в год. Увеличенные объемы получаемой при анализе информации потребовали разработки системы управления и хранения данных. В 2008 году разработана и внедрена интегрированная информационная система. В системе ведется учет анализируемых проб, анализируемых месторождений, рабочих файлов, протоколов испытаний [3].

В настоящее время подготавливается пакет документов для проведения метрологической экспертизы нового варианта методики измерений.

Атомно-эмиссионный метод анализа по праву занимает ведущее место при выполнении больших объемов аналитических работ по поиску и оценке минерально-сырьевых ресурсов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бабкина Т.А., Лыткин П. Ю. Возможности атомно-эмиссионного спектрального анализа с применением комплекса «Гранд» и введением проб в разряд способом «вдувание-просыпка»/Материалы VIII Международного симпозиума «Применение анализаторов МАЭС в промышленности» (Новосибирск, 13–16 августа 2007).

2. Бабкина Т.А., Лыткин П. Ю. Применение атомно-эмиссионной спектроскопии для контроля технологического процесса сорбционного выщелачивания золота./Материалы IX Международного симпозиума «Применение анализаторов МАЭС в промышленности» (Новосибирск, 19–22 августа 2008).

3. Бабкина Т.А., Лыткин П. Ю. Создание интегрированного программного обеспечения для управления результатами атомно-эмиссионного анализа/Материалы X Международного симпозиума «Применение анализаторов МАЭС в промышленности» (Новосибирск, 2009).

ХИМИЧЕСКАЯ АВАРИЯ 2010 ГОДА НА ГЛИНОЗЕМНОМ КОМБИНАТЕ В ВЕНГРИИ

А.А. Буралков

ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия

В последние годы в России на предприятиях горно-металлургического комплекса резко увеличилось число аварий и возрос производственный травматизм. Такая же тенденция наблюдается и во всем мире. В качестве примера можно обратиться к крупной химической аварии 2010 года на глиноземном комбинате в Венгрии

Описание аварии

4 октября 2010 г. в 12:25 местного времени (10:25 UTC) в Венгрии на принадлежащем компании MAL Zrt крупном глиноземном комбинате Ajkai Timfoldgyar Zrt в 160 километрах западнее Будапешта из хранилища вследствие разрушения бетонных стен вылились около 1,1 миллиона кубометров красного шлама.

Красный шлам (англ. Red mud) – это осадок, содержащий большой процент оксида железа, образуется при очистке боксита. Бокситы содержат 40–60% глинозема, а также кремнезем, оксид железа и диоксид титана. Чтобы выделить из них чистый глинозем, нужный для производства алюминия, используют известный процесс Байера. Сначала руду нагревают в автоклаве с едким натром, затем охлаждают и отделяют от жидкости твердый осадок – красный шлам. После этого из полученного раствора осаждают гидроокись алюминия и прокачивают ее, чтобы получить чистый глинозем – оксид алюминия.

Для производства 1 тонны чернового алюминия требуется 1,92 т глинозема, 0,065 т криолита, 0,035 т фторида алюминия, 0,600 т анодной массы и 17 тыс. кВт·ч электроэнергии постоянного тока. При растворении оксида алюминия Al_2O_3 в расплаве криолита Na_3AlF_6 с последующим электролизом с использованием коксовых или графитовых электродов и получают столь нужный промышленности алюминий.

Красный шлам – это густая смесь, содержащая оксиды алюминия, железа, титана, а также щелочь и соединения ядовитых металлов – мышьяка, ртути, свинца, хрома и кадмия. Точный состав красного шлама таков: Fe_2O_3 , оксид железа (III) – 40–45%; Al_2O_3 оксид алюминия – 10–15%; SiO_2 , оксид кремния (IV) – 10–15%; CaO, оксид кальция – 6–10%; TiO_2 , оксид титана (IV) – 4–5%; Na_2O , оксид натрия – 5–6%.

Из-за наличия в шламе тяжелых металлов и щелочи он представляет опасность для окружающей среды и человека: при попадании на кожу начинает ее разъедать. В районе бедствия повысилась концентрация токсичных металлов. Они проникают в грунтовые воды, могут накапливаться в организме человека и вызывать тяжелые заболевания, в том числе онкологические. Помимо тяжелых металлов и щелочи красные шламы содержат большое количество фтора, превышение которого в организме приводит к разрушению костей и зубов, и достаточно большое количество радиоактивных элементов.

На каждую тонну полученного оксида алюминия приходится от 360 до 800 кг шлама. Теоретически, он может служить сырьем для переработки. Однако это экономически невыгодно, и шлам складывают на тщательно изолированных территориях – шламохранилищах. Их обустривают таким образом, чтобы содержащиеся в отходах щелочи не проникали в грунтовые воды.

В результате аварии в Венгрии площадь разлива составила порядка 40 тысяч квадратных метров, а от токсичных отходов пострадали близлежащие деревни, в первую очередь, село Колонтар (Kolontar). Были разрушены 300 жилых домов. От отравления и химических ожогов, вызванных соприкосновением красного шлама с кожей, пострадали около 150 человек (из них 40 находились в тяжелом состоянии) и погибло семь человек. Помимо Колонтара, в зоне экологической катастрофы оказался город Девечер (Devecser), где в некоторых местах уровень токсичного вещества достигал двух метров.

Ядовитые промышленные отходы, разлившиеся после аварии, уничтожили всю жизнь в реке Марцал (Marcal), попали в приток Дуная реку Раба и в четверг, 7 октября, утром, достигли самого Дуная выше Будапешта, поставив под угрозу экосистему реки ниже по ее течению. На западе Венгрии было объявлено чрезвычайное положение. В местные водоемы стали заливать гипс, который помогает нейтрализовать ядовитые отходы. А 9 октября были эвакуированы все 800 жителей поселка Колонтар, так как на стенах хранилища химических отходов пошли новые глубокие трещины, что создает угрозу полного разрушения резервуара. 12 октября президент Венгрии Пал Шмит подписал закон о национализации MAL Zrt.

На сегодняшний день количество отходов глиноземного производства, накопленных из-за отсутствия экономичной технологии их переработки, исчисляется сотнями миллионов тонн. Ежегодный прирост только по одному из заводов составляет порядка 800 тысяч тонн. Таким образом, ежегодно в атмосферу попадают миллионы частиц вредных веществ.

По мнению специалистов, для России проблема шламонакопителей различных производств актуальнее, чем в Венгрии. Сейчас у нас в стране примерно 8–10 миллиардов тонн разного рода опасных отходов находятся в шламонакопителях, которые представляют собой гидротехнические сооружения, построенные 30–40 лет назад. При этом только треть наших гидротехнических сооружений из 26 тысяч признаны безопасными, а 10% и вовсе бесхозные.

Только в трех хранилищах глиноземного цеха Уральского алюминиевого завода за 60 лет эксплуатации накоплено более 63 миллионов тонн красного шлама. На Богословском алюминиевом заводе хранится более 40 миллионов тонн токсичных отходов, а площадь шламонакопителей превышает 400 гектаров.

В половодье возникает опасность повреждения подобных хранилищ и прорыва токсичных веществ из них в окружающую среду. На ряд этих сооружений документация отсутствует и судить, что в половодье происходит с этими накопителями, крайне трудно. Поэтому в России опасность таких аварий весьма велика и со временем только возрастает. В результате возникает необходимость тщательного изучения подобных аварий, в том числе и методами астрологии [1], которая может дать ответ на вопрос, почему аварии и техногенные катастрофы стали происходить так часто и с такими тяжелыми последствиями? Почему они происходят на том или ином предприятии, в той или иной стране?

Принципы и методы астрологии

Успешное применение в последние годы астрологии в медицине, психологии, экономике, политике, отдельных областях техники заставляет перейти от огульного отрицания этой древней ветви человеческого знания к серьезному и научному изучению ее принципов и методов с целью решения встающих перед обществом проблем, в частности в области предупреждения техногенных чрезвычайных ситуаций, аварий и несчастных случаев на производстве, в том числе на предприятиях горно-металлургического комплекса [1].

Астрологические методы базируются на всеобщей связи (холизме) явлений в макрокосме (Вселенной) и микрокосме (человеке, обществе), точных астрономических вычислениях, знании соответствия астрологических символов и конфигураций небесных объектов тем или иным техническим и психологическим аспектам функционирования сложных систем.

В соответствии с основными принципами астрологии (холизма и синхронности процессов в макро- и микрокосме) положение небесных тел в момент рождения человека, ввода в эксплуатацию промышленного объекта характеризует тенденции их развития, возможные события. Число параметров, которыми оперирует астрология, достаточно велико: 10 планет, 12 знаков Зодиака, 12 Домов (угловых секторов), около 20 угловых соотношений – аспектов. Сочетание этих параметров зависит от времени и географических координат места рождения человека, возникновения объекта. Движение планет по небосводу после рождения человека или возникновения промышленного объекта разворачивает, актуализирует его натальную карту, включая чувствительные точки карты, что приводит к тем или иным ситуациям, событиям.

Для всестороннего астрологического анализа и прогноза чего-либо в жизни человека или объекта необходимо знать точное время (вплоть до часов и минут) и географические координаты места его рождения. Затем после некоторых вычислений на ЭВМ строится карта рождения, называемая натальной или радиксом. На ней показано расположение в знаках Зодиака основных планет Солнечной системы от Меркурия до Плутона, Солнца, Луны, иногда отдельных астероидов, звезд, других действительных или фиктивных объектов. Кроме того, весь Зодиакальный круг на карте делится на 12 угловых секторов, называемых Домами, а между всеми перечисленными объектами вычисляются угловые расстояния, называемые аспектами. Величина и расположение Домов натальной/радиксной карты зависят от географических координат (широты и долготы) места рождения человека или объекта, принятой системы вычисления Домов.

Каждая планета, Дом, знак Зодиака, аспект имеет в астрологии свое значение и символическое толкование. Краткое и неполное описание этих элементов карты приведено в таблице 1.

Таблица 1

Краткое символическое толкование планет и светил Солнечной системы

| Планеты | Глиф | Описание |
|----------|------|--|
| Солнце | ☉ | Воля, инициатива, жизненная сила, лидер, начальник |
| Луна | ☾ | Подсознание, эмоции, психика, народ, женщина, мать |
| Меркурий | ☿ | Ум, речь, контакты, мышление, диспетчер |
| Венера | ♀ | Чувства, красота, гармония, любовь, красивая женщина |
| Марс | ♂ | Активность, энергия, агрессия, физический труд, шахтер |
| Юпитер | ♃ | Расширение, счастье, философия, обилие, большие объемы |
| Сатурн | ♄ | Ограничение, дисциплина, мудрость, безопасность, уголь |
| Уран | ♅ | Неожиданность, электричество, ЭВМ, молния, взрыв, стресс |
| Нептун | ♆ | Мистика, алкоголь, наркотики, тайны, жидкости, газы, метан |
| Плутон | ♇ | Рок, глобальные перемены, массы, катастрофы, подземный мир |

Астрологические Дома в натальной карте описывают структуру бытия человека, объекта:

- 1 – внешний вид, характер, темперамент, самовыражение;
- 2 – деньги, движимое имущество; материальные ресурсы, оборудование;
- 3 – близкое окружение, контакты, обучение в школе, связь;
- 4 – дом, семья, конец жизни; земля, подземные сооружения;
- 5 – творчество, любовь, дети, спорт, искусство, спекуляции;
- 6 – работа, служба, здоровье и болезни;
- 7 – супружество, партнеры, явные враги; поставщики оборудования
- 8 – чужие деньги, психологические кризисы, смерть; аварии, катастрофы;
- 9 – религия, высшее образование, дальние путешествия; законы;
- 10 – карьера, признание, почести, цели в жизни, начальство;
- 11 – надежды, друзья по идеалам, неожиданности; акционеры;
- 12 – тайное в жизни, изоляция, тяжелые болезни, несчастья, мистика

Применительно к техническим объектам значения Домов и символическое описание планет в карте трансформируются с учетом специфики объекта.

Описание знаков Зодиака и их символы хорошо известны по публикациям в широкой прессе и потому в статье не приводятся.

Значение и название основных угловых аспектов таковы: 0° – соединение – активное взаимодействие; 60° – секстиль – хорошие возможности взаимодействия и развития, выбор; 90° – квадрат – препятствие, противоречие, острый конфликт; 120° – трин – гармоничное взаимодействие, таланты от рождения; 180° – оппозиция – противостояние, внутренний конфликт, необходимость сотрудничества. Помимо этих аспектов существуют и другие.

В тех случаях, когда точное время рождения человека или объекта неизвестно, можно воспользоваться его натальной космограммой (астрокартой без Домов), построенной на 12 часов местного поясного времени – ЛМТ.

Часто для более точного анализа в астрологии используют и такие небесные объекты как астероиды, носящие такие же имена, как и рассматриваемые земные объекты или персоны.

Анализ аварии на глиноземном комбинате Ajkai Timfoldgyar Zrt

Карта, построенная на момент прорыва хранилища красного шлама в Венгрии 4.10.2010 г. в 10:25 GMT для координат: 47°05'09"N; 17°29'40"E, приведена на рис. 1.

Интересно, что в этой карте между планетами нет ни одного гармоничного аспекта и наиболее отчетливо химическая трагедия читается при нанесении на нее астероидов, носящих имена Венгрии (Hungary), рек Дунай (Danube), Раба (Raba) и Марцал (Marcal). Такими астероидами по сходству написания и звучания являются астероиды 434 (Hungaria), 1381 (Danubia), 1624 (Rabe) и 13249 (Marcallen).

Сигнификаторами химической аварии вследствие разрушения хранилища ядовитых отходов являются Нептун (химические производства), Уран (неожиданное разрушение), Сатурн (хранилище, бетон), Плутон (глобальное воздействие), Марс (железо, оксиды железа). Поскольку отходы глиноземного производства, вытекшие из шламохранилища являются жидкими, и они достигли рек Марцала и Дуная, то должны быть сильно акцентированными водные знаки – Рак, Скорпион и Рыбы.

При этом Скорпион вместе со своими управителями Плутоном и Марсом, а также Нептун отвечают за яды, отравления, экологические загрязнения; Рак связан с озерами и небольшими реками, а Рыбы – с морями и океанами, крупными реками, впадающими в моря. За масштабное производство глинозема и «крылатого металла» алюминия отвечает Юпитер (крупные масштабы) и Уран (алюминий), который вместе с Марсом связан и с электрометаллургией.

Все эти сигнификаторы активно задействованы в карте аварии в Венгрии на рис. 1. Так, глобальный разрушитель – Плутон в 2°54 Козерога в 1 Доме находится в квадрате с Ураном и Юпитером, астероидом Rabe в 28°06, 26°42 и 26°07 Рыб в 3 Доме близкого окружения, а также с Меркурием в 1°26 Весов в 9 Доме идеологии и Сатурном в 8°10 Весов в 10 Доме вблизи МС в 7°21 Весов. Вместе эти планеты образуют Тау-квадрат. Эта конфигурация напрямую связана с неожиданным (Уран) разрушением (Плутон, Уран) бетонного (Козерог, Сатурн) хранилища (Сатурн) жидких (Рыбы) отходов (Плутон) глиноземного производства (Уран, Юпитер) и их разливом (Рыбы) в реку Раба (астероид Rabe).

Опасность ядовитых отходов, заливших крупную территорию и попавших в реки, подчеркивается точным полтораградусным (орбис 0°08 и 0°09) Марса (диоксид железа, ожоги) и Венеры (эндокринная система, детопродуктивная функция женщин) в 12°57 и 13°14 ядовитого Скорпиона в 11 Доме с Ураном в 28°06 Рыб в 3 Доме, а также полтораградусным Сатурна (ограничения, трудности) и Солнца (власти) в 8°10 и 11°06 Весов в 10 Доме начальства с Нептуном (химические компоненты, отравляющие вещества, яды) и Хироном (странности, двойственности) в 26°13 и 26°35 Водолея во 2 доме собственных ресурсов глиноземного комбината. При этом Марс является управителем 4 дома земель, домов и сооружений в Овне и потому ядовитыми отходами глиноземного производства загрязнена большая территория, разрушены жилые дома, многие пострадали от отравлений и химических ожогов.

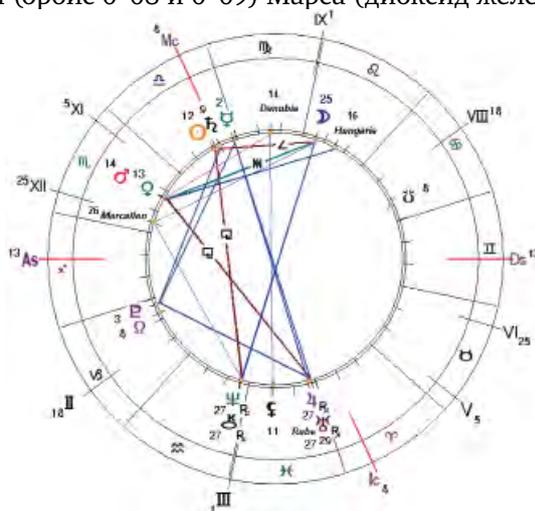


Рис. 1. Карта прорыва хранилища, 4.10.2010 г., 10:25 GMT, Айка, Венгрия, 47°05'09" N; 17°29'40" E

Из-за квадрата Марса и Венеры в Скорпионе с астероидом Hungaria и сентагона с Луной в $15^{\circ}32'$ и $24^{\circ}06'$ Льва в 8 доме аварий, катастроф, секса, зачатия и смерти эти отходы представляют достаточно большую опасность (Скорпион, 8 Дом) для населения (Луна) Венгрии (Hungaria). Эта опасность усиливается оппозицией Луны (население, женщины, дети) в 8 Доме с Нептуном (химические отравления) и Хироном (странности, трудная диагностика) во 2 Доме. Поскольку 2 и 8 Дома связаны с собственными и чужими финансами, то для устранения последствий такого крупномасштабного экологического ЧП Венгрии потребуется потратить много своих и заимствованных у соседей в Европе средств.

Интересно положение астероида Marcallen, связанного с притоком Дуная рекой Марцал. Этот астероид в $25^{\circ}42'$ Скорпиона находится точно на куспиде 12 дома крупных бед и несчастий в $24^{\circ}40'$ Скорпиона и образует квадраты с Луной в $24^{\circ}05'$ Льва в 8 Доме катастроф и с Нептуном и Хироном в $26^{\circ}13'$ и $26^{\circ}35'$ Водолея во 2 доме собственных ресурсов. Поэтому наибольшую опасность (8 Дом) для населения (Луна) представляет попадание ядовитых отходов (Нептун) в реку Марцал (астероид Marcallen), а оттуда через реку Раба уже в Дунай.

Из-за полуквadrата Сатурна в 10 Доме с Луной в 8 Доме аварий руководство комбината Ajkai Timfoldgyar Zrt и власти страны (10 Дом), очевидно, ограничивают (Сатурн) информацию об опасностях (8 Дом) аварии для населения (Луна), приуменьшая ее масштабы и влияние на экологическую обстановку.

Нынешние «черные дни» с красным оттенком диоксида железа для Дуная, протекающего по территории многих европейских стран (Германии, Австрии, Словакии, Венгрии, Хорватии, Сербии, Румынии, Болгарии, Молдавии и Украины), обусловлены оппозицией астероида Danubia в $13^{\circ}23'$ Девы в 9 Доме зарубежья с Черной Луной в $10^{\circ}58'$ водного знака Рыб в 3 Доме близкого окружения и соседей. Особую опасность экологическая катастрофа в Венгрии представляет для соседних стран, расположенных ниже по течению Дуная, среди которых есть Молдавия и Украина.

Разумеется, подобная крупная экологическая катастрофа должна иметь свою связь с астрокартой глиноземного комбината и с астрокартой страны. Первая, к сожалению, не известна, а в качестве второй можно использовать карту провозглашения Венгрии республикой, когда президент Матиаш Журош объявил ее демократическим государством 23 октября 1989 года. Эта карта, показанная на рис. 2, построена на 12:00 местного времени. В ней нас интересуют указания на возможность аварий и катастроф, связанных с промышленным производством, загрязнением земель и вод. Для большей информативности на них показаны и положения астероидов 434 (Hungaria), 1381 (Danubia) и 1624 (Rabe).

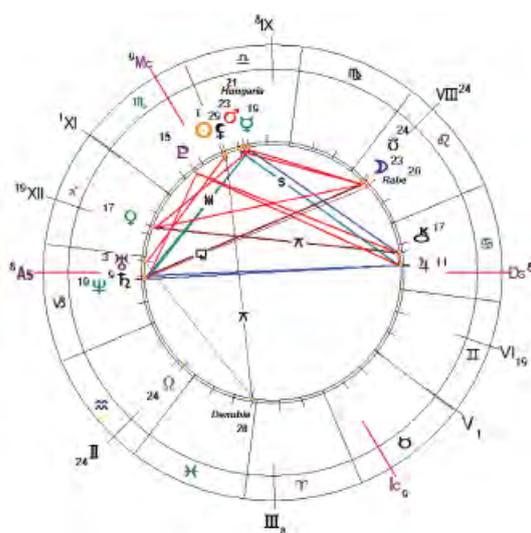


Рис. 2. Карта демократической Венгрии, 23.10.1989 г., 12:00 LT (11:00 GMT), Будапешт, $47^{\circ}31' N$; $19^{\circ}02' E$

В этой карте на возможность аварий на промышленных предприятиях, ведущих к загрязнению земель и рек страны ядовитыми отходами указывает, прежде всего, положение Урана, Сатурна и Нептуна в $2^{\circ}07'$, $8^{\circ}43'$ и $9^{\circ}54'$ Козерога вблизи Асцендента в $7^{\circ}16'$ Козерога, находящихся в оппозиции с Юпитером в $10^{\circ}50'$ Рака в 7 Доме. Символическое прочтение данной конфигурации, применительно к рассматриваемой аварии выглядит так: «внезапное разрушение (Уран) конструкций (Козерог) хранилища (Сатурн) химических ядовитых (Нептун) складированных (12 Дом) отходов глиноземного (Уран) производства представляет потенциальную опасность (оппозиция) отравления и загрязнения (Нептун) большого (Юпитер) объема воды (Рак), что скажется и на большом числе других стран (7 Дом)».

Сентагон Юпитера в Раке с астероидом Hungaria и Марсом в 20°38 и 22°09 Весов в 9 Доме зарубежья и идеологии показывает, что большие объемы (Юпитер) загрязнения вод (Рак) нанесут определенный ущерб самой Венгрии (Hungaria) и заставят ее обратиться за действенной помощью (Марс) зарубежных организаций (9 Дом).

Секстиль Сатурна и Нептуна, а также трин Юпитера с Плутоном в 14°30 Скорпиона в 10 Доме свидетельствует о больших объемах разрушений (Плутон) хранилища и вытекших ядовитых отходов (Плутон, Скорпион). Однако гармоничные аспекты Плутона в 10 Доме начальства обещают, что с аварией удастся справиться.

Тем не менее, квадрат Урана в 2°07 Козерога в 12 Доме и квиконс Черной Луны (различные неприятности) в 28°37 Весов в 9 Доме идеологии с астероидом Danubia в 27°03 Рыб во 2 Доме собственных богатств показывает, что река Дунай (Danubia) может пострадать от аварии (Уран) на хранилище (Козерог, 12 Дом) глиноземного (Уран) комбината и для ее водных (Рыбы) просторов и живности тогда наступят «черные дни» (Черная Луна).

Из других аспектов следует выделить квиконс Сатурна в 8°43 Козерога в 1 доме с Луной в 22°12 Льва, которая вместе с астероидом Rabe и Южным Узлом Луны в 19°15 и 23°35 Льва находится в соединении с куспидом 8 Дома катастроф, аварий и смерти в 23°10 Льва, что предполагает серьезные трудности и беды (Южный Узел Луны) для населения (Луна) страны в случае крупных аварий, затрагивающих водную стихию (Луна), в той же реке Раба (астероид Rabe).

Как видим, астрокарта Венгрии содержит астрологические предпосылки для рассматриваемой аварии на глиноземном комбинате. Потому рассмотрим ситуацию экологической катастрофы применительно к ней.

На рис. 3 приведена карта Демократической Венгрии от 1989 года с положениями планет временных разворотов в момент прорыва дамбы шламохранилища 4.10.2010 года. В ней транзитные планеты имеют индекс «т», прогрессивные – «п», дирекционные – «д», профекционные – «пф», обратнотранзитные – индекс «от».

В этой карте два Больших квадрата образуют восьмиугольник, в котором соседние углы находятся в аспекте полуквadrата. В результате эта конфигурация делает ситуацию с экологической катастрофой в Венгрии очень и очень напряженной и тревожной.

Наиболее существенным в карте на рис. 3 представляется Тау-квадрат, сформированный следующими планетами: 1) транзитным Плутоном и радикальным Ураном в 2°54 и 2°07 Козерога в 12 Доме; 2) транзитным Меркурием в 1°26 Весов, обратнотранзитными Юпитером, Марсом и Ураном в 29°14 Девы, 1°21 и 2°31 Весов, профекционным Ураном в 0°33 Весов в 8 Доме аварий и катастроф; 3) радикальным астероидом Danubia в 27°03 Рыб и транзитными астероидом Rabe, Юпитером и Ураном в 26°07, 26°42 и 28°06 Рыб во 2 Доме собственных ресурсов.

В этой конфигурации, наряду с астероидами Danubia и Rabe присутствуют четыре взрывных Урана (радикальный, транзитный, обратнотранзитный и профекционный), разрушители – Плутон и Марс, сигнификатор экспансии и большого объема жидкостей – Юпитер в Рыбах. Потому, в соответствии с этими астрологическими показателями, главным в аварии (Ураны, Плутон, 8 Дом) на глиноземном комбинате (Уран) является отравление красным шламом (Марс) реки Раба, а главное, реки Дунай, протекающей по территории многих стран Европы.

Важным на рис. 3 является точное соединение транзитного Северного Узла Луны и дирекционной Венеры в 7°06 и 7°16 Козерога с Асцендентом демократической Венгрии в 7°16 Козерога, поскольку Венера является управителем 4 Дома территории в Тельце, а Северный Узел имеет юпитерианский расширяющий характер. Кроме того, упомянутые Венера и Северный Узел Луны находятся в соединении с транзитным Плутоном, радикальными Ураном, Сатурном и Нептуном в 2°54, 2°07, 8°43 и 9°54 Козерога, связанными с разрушением (Уран) хранилища (Сатурн, Козерог) ядовитых химических (Нептун) отходов (Плутон) глиноземного производства (Уран). Поэтому авария в Айка привела к сильному загрязнению близлежащих к шламохранилищу территорий (4 Дом в Тельце).

Перечисленные планеты вместе с транзитными Сатурном и Солнцем в 8°10 и 11°06 Весов и профекционными Сатурном и Нептуном в 7°09 и 8°19 Весов в 9 Доме, радикальным Юпитером в 10°50 Рака в 7 Доме и профекционным Юпитером в 9°15 Овна в 3 Доме создали первый Большой квадрат, который подчеркивает мас-

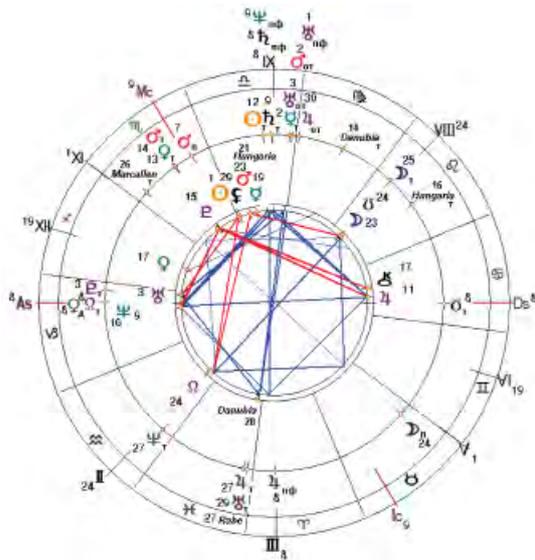


Рис. 3. Карта демократической Венгрии, 23.10.1989 г., 12:00 LT, Будапешт, с планетами прорыва хранилища, 4.10.2010 г., 10:25 GMT, Айка

Показательным является квадрат транзитных Венеры (эндокринная система, детопродуктивная функция) и Марса (диоксид железа), радикального Плутона (глобальное разрушение, катастрофа, генетика) в $13^{\circ}00$, $13^{\circ}14$ и $14^{\circ}30$ ядовитого Скорпиона в 10 Доме властей с транзитным астероидом Hungaria (Венгрия) в $15^{\circ}32$ Льва в 7 Доме. Об опасности вод Дуная для здоровья населения прибрежных районов говорит и квадрат транзитного астероида Danubia в $13^{\circ}23$ Девы с радикальной Венерой (эндокринная система, детопродуктивная функция) в $16^{\circ}20$ Стрельца в 11 Доме надежд и чаяний.

С учетом приближающихся опасных аспектов транзитных Плутона в Козероге и Урана в Овне к Асценденту, Сатурну и Нептуну в $7^{\circ}16$, $8^{\circ}43$ и $9^{\circ}54$ Козерога в 1 Доме карты Венгрии от 1989 года этой стране нужно быть готовой и к другим, более существенным авариям и катастрофам в 2011–2015 годах на производстве (Плутон, 6 Дом), затрагивающим ее облик (Асцендент, Сатурн и Нептун в 1 Доме).

Подобная астрологическая ситуация в ближайшем будущем будет наблюдаться и в России, в астрокarte независимости которой от 12.06.1990 г на 9:45 GMT (рис. 4) в 2012–2018 годах будет происходить соединение транзитного Плутона (крупные аварии, разрушения) и квадрат транзитного Урана (взрывы, неожиданные разрушения) с Нептуном (химикаты, отравление) России в $13^{\circ}48$ Козерога в 4 Доме территорий и хранилищ [1].

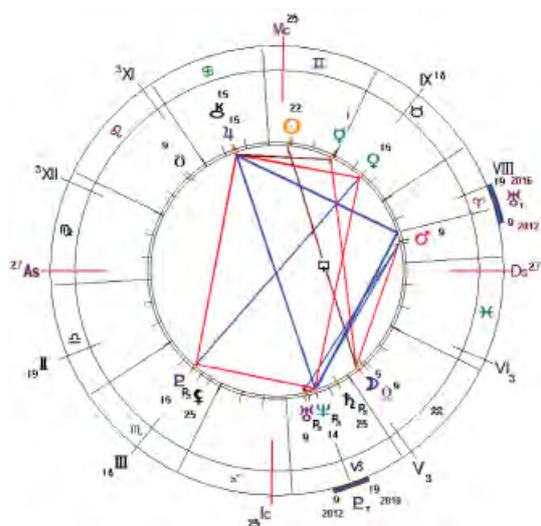


Рис. 4. Карта независимости России, 12.06.1990 г., 9:45 GMT, Москва, с положениями транзитных Плутона и Урана в 2012–2018 годах

штабность (Юпитер, Юпитер) экологической (Нептун) катастрофы в Венгрии.

Второй Большой квадрат сформирован транзитным Нептуном (химикаты, отравление) в $26^{\circ}13$ Водолея во 2 доме собственных ресурсов, астероидом Marcallen в $25^{\circ}42$ Скорпиона в 10 Доме, радикальной и транзитной Луной (население, женщины, дети) в $22^{\circ}12$ и $24^{\circ}06$ Льва на куспиде 8 Дома аварий и катастроф в $23^{\circ}10$ Льва, прогрессивной Луной в $23^{\circ}18$ Тельца в 4 Доме территорий. Таким образом, отравление (Нептун) вод реки Марцал (астероид Marcallen) представляет большую угрозу населению (Луна, 8 Дом) и землям (Луна, 4 Дом) Венгрии.

Ситуация обостряется тем, что при этом транзитные Плутон и Уран будут образовывать на карте России, соответственно, оппозицию и квадрат к Юпитеру (финансы) и Хирону (странности) России в $15^{\circ}13$ и $15^{\circ}45$ Рака в 10 Доме правительства, в результате чего будет сформирован Тау-квадрат, свидетельствующий о возможности крупных аварий (транзитные Плутон, Уран) с хранилищами (Козерог, 4 Дом) ядовитых химических (Нептун РФ) веществ и радиоактивных (транзитные Плутон, Уран) отходов из-за недостатка (оппозиция) финансирования (Юпитер) и странного (Хирон) невнимания к вопросам промышленной безопасности (Козерог) со стороны властей, правительства РФ (10 Дом, Юпитер).

Положение и динамика аспектов с традиционным орбисом 5° транзитных Плутона и Урана (с индексом «т») к Нептуну России (с индексом «р») показаны на рис. 4 и 5.

Опасность аварий с хранилищами радиоактивных отходов усиливается и тем, что транзитные Плутон и Уран в это же время (в 2011–2015) годах будут создавать, соответственно, соединение и квадрат с Ураном РФ (радиоактивные вещества, ядерные отходы, неожиданные разрушения, взрывы) в 8°17 Козерога в том же 4 Доме, рядом с Нептуном РФ.

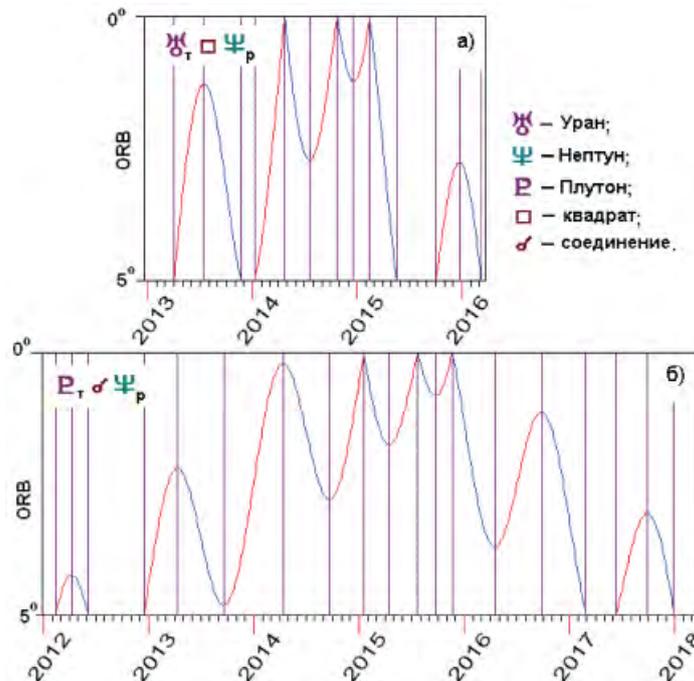


Рис. 5. Динамика аспектов транзитных Плутона и Урана к Нептуну карты России в 2012–2018 годах

Знание этих астрологически обусловленных «опасных» периодов позволяет предпринять в это время усиленные меры по обеспечению исправности шламонакопителей различных ядовитых и токсичных отходов на территории России и особенно Урала и Сибири с целью избежать серьезных техногенных аварий, подобных или даже более крупных, чем в Венгрии 4 октября 2010 г.

ЛИТЕРАТУРА

1. Буралков А. А., Копылов В. М. Астрология о катастрофах в России и мире. Книга 1. Техногенные катастрофы в свете астрологии. Обзор. Анализ. Выводы. Прогнозы. Часть. 1. Электроэнергетика, шахты, метро. Серия «Практическая астрология». – М.: КОНЕК-М, 2011. – 548 с.