



УДК 553.042 (574.4)

**Б.А. Дьячков, Е.М. Сапаргалиев, Н.П. Майорова**

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**Н.В. Полянский, Г.Д. Ганженко, Т.М. Никитина, О.П. Евтушенко, О.И. Бочкова**

Алтайский геолого-экологический институт, г. Усть-Каменогорск

**ПЕРСПЕКТИВЫ УКРЕПЛЕНИЯ И РАЗВИТИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ  
ВОСТОЧНОГО КАЗАХСТАНА**

Рассматриваемая территория Восточного Казахстана охватывает регион Большого Алтая (БА), включающего герцинские структуры Рудного Алтая, Калба-Нарымской зоны, Западной Калбы и Жарма-Саура. На обрамлении БА располагаются каледонские образования Горного Алтая (на северо-востоке) и Чингиз-Тарбагатай (на юго-западе). Недр Восточного Казахстана – это уникальная природная кладовая, где сосредоточены крупные по запасам месторождения, переработка которых позволяет получать медь, свинец, цинк, золото, серебро, титан, редкие и рассеянные элементы. На их базе в регионе создана мощная горнопромышленная инфраструктура – горнодобывающие и металлургические комбинаты и заводы АО «Казцинк», «Востокказмедь» корпорации «Казахмыс», АО «Усть-Каменогорский титано-магниевый комбинат» (УКТМК), АО «Ульбинский металлургический завод» (УМЗ) и работают частные предприятия, построены крупные города и посёлки. Для стабильной работы на перспективу предприятий горно-металлургического комплекса необходимо постоянное восполнение запасов цветных металлов. Вместе с тем, состояние минерально-сырьевой базы для цветной металлургии Восточного Казахстана на сегодняшний день продолжает оставаться напряженным. Проблема усугубляется ещё и тем, что фонд легкооткрываемых месторождений уже исчерпан, оставшихся запасов металлов в недрах при достигнутых высоких темпах отработки месторождений хватит примерно на 15-20 лет.

В настоящее время на территории БА за счет средств госбюджета проводятся геолого-съёмочные работы масштаба 1:200 000 с целью создания карт нового поколения по программе «Геокарта-200». Поиски же новых месторождений проводятся в крайне ограниченных масштабах, так как с конца 80-х годов прошлого века объёмы геологоразведочных работ на Рудном Алтае были резко сокращены и соответственно не происходит должного восполнения выбывающих запасов руды при эксплуатации месторождений. Имеющиеся в регионе частные компании решают свои узкие геологические задачи в пределах лицензионных отводов и также не занимаются поисками месторождений на новых перспективных площадях. Поэтому сейчас на Рудном Алтае нет резерва времени, обстановка диктует настоятельную необходимость открытия новых месторождений меди, свинца, цинка, золота, редких металлов и других полезных ископаемых.

В то же время проводимые сейчас в регионе научно-исследовательские труды по металлогеническому анализу рудоносных структур и перспективной оценке минеральных ресурсов показывают, что перспективы открытия новых месторождений есть. Недр Вос-

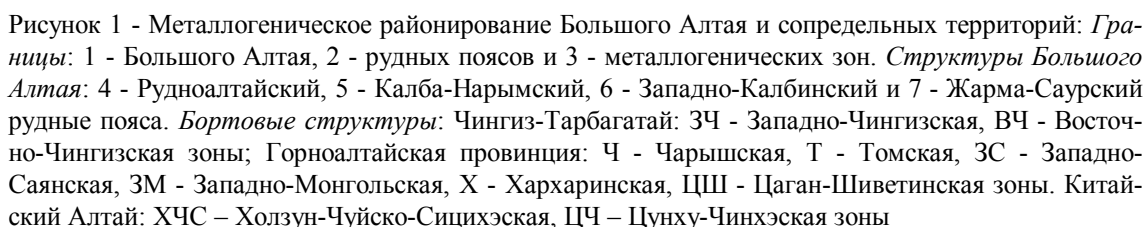
точного Казахстана не истощились, сохраняется достаточная вероятность обнаружения месторождений цветных, благородных и редких металлов. Главная задача дальнейших исследований - проведение детальных прогнозно-металлогенических работ в рудоносных структурах Рудного Алтая, Калба-Нарыма, Западной Калбы и Жарма-Саура, поиски и ускоренная оценка рудных объектов для вовлечения их в эксплуатацию.

Реализация этих прогнозов невозможна без значительного увеличения ассигнований на геологоразведочные работы. Необходимы новые научные идеи в геологии, разработки критериев глубинно-геологического прогноза рудных месторождений. Требуется коренное усовершенствование методических приемов и технологии поиска месторождений, особенно погребенных на закрытых рыхлыми осадками территориях и скрытых на большой глубине (до 1000-1500 м). Целесообразно изучение рудных объектов с учётом современных требований промышленности и рынка. Актуальной является также проблема более эффективного использования минеральных ресурсов и бережного их сохранения. В большем объёме необходимы исследования с целью экологического оздоровления региона и сохранения окружающей природной среды, учитывая постоянно возрастающее количество техногенных отходов горно-металлургического производства.

По геотектонической позиции структуры БА расположены в Центрально-Азиатском глобальном подвижном поясе и сформировались на северо-западном фланге Алтае-Алашаньской подвижной зоны, огибающей с юго-запада и юга Сибирскую платформу. На основе мобилистских концепций геологические структуры БА являются отторженцами древнего палеоконтинента (Восточной Гондваны), которые дрейфовали в Палеоазиатском океане и испытали значительные горизонтальные перемещения (с вращением по часовой стрелке) [2, 3, 4, 11]. Одни из них причленились к Сибирскому кратону, другие при скучивании образовали Казахстанский микроконтинент, который в девоне и раннем карбоне отделялся от Горноалтайской окраины Иртыш-Зайсанским палеобассейном.

БА как единая структура сформировалась в герцинскую коллизию (в раннем карбоне и позднее) в результате сдвижения и состыковки Казахстанской и Горноалтайской континентальных окраин по Зайсанской сутурной зоне. В последующие тектонические циклы созданная структура усложнялась в процессе позднегерцинской внутриплитной (постколлизсионной) активизации, которая завершилась континентальным рифтогенезом и стабилизацией в мезозое-кайнозое. Современная структура БА рассматривается как система ранее разобщенных блоков, параллельных структурно-формационных зон или коллаж террейнов (Рудноалтайский, Калба-Нарымский и Жарма-Саурский), разграниченных глубинными разломами, сутурными зонами и резко различающихся по геодинамике развития, геологическому строению и специфике металлогении [2, 7].

По металлогеническому районированию герциниды БА подразделяются на четыре сопряжённых параллельных рудных пояса: 1) Рудноалтайский (золото-медно-полиметаллический), 2) Калба-Нарымский (редкометалльный), 3) Западно-Калбинский (золоторудный) и 4) Жарма-Саурский (многометалльный). На северо-востоке примыкает Горноалтайская металлогеническая провинция (железо-медно-редкометалльная), с юго-запада территория ограничивается Чингиз-Тарбагатайским (золото-редкометалльно-медно-колчеданным) поясом и Балхашской (золото-медно-молибденовой) провинцией (рис. 1).



По структурно-металлогеническому районированию в рудном поясе выделяются три металлогенические зоны: Белоубинско-Сарымсактинская железо-полиметаллически-редкометалльная, Рудноалтайская золото-медно-полиметаллическая и Иртышская железо-медно-золоторудная. Промышленное медноколчеданное и колчеданно-полиметаллическое оруденение концентрируется в стержневой Рудноалтайской зоне повышенной фемичности разреза ЗК, магмонасыщенности и плотности оруденения. Размещение оруденения здесь чётко коррелируется с приподнятостью верхней мантии, метабазальтового слоя, блоков протерозойского и каледонского фундамента [2, 11].

Главные промышленные медноколчеданные и колчеданно-полиметаллические месторождения (Риддер-Сокольное, Тишинское, Зыряновское, Малеевское, Орловское, Артемьевское и др.) сформировались в раннюю стадию герцинид ( $D_1$ - $D_3$ ) и генетически связаны с девонским базальт-андезит-риолитовым вулканизмом рифтогенной и островодужной геодинамических обстановок. Устанавливается концентрация оруденения на нескольких

рудоносных стратоевровнях: эмсском, эмс-эйфельском, эйфель-живетском, живетском и фран-фаменском [7]. Выделяется серия эшелонированных вулканических дуг, возраст которых омолаживается к фронтальной части континентальной окраины (от Горного Алтая к Иртышской зоне); соответственно изменяется и тип оруденения от Fe-Mn и Zn-Pb до Cu, Zn, Pb.

Принципиальная оценка перспектив Рудного Алтая определяется на основе мобилистских концепций и уточнения прогнозно-поисковых критериев: 1) региональное развитие девонских рудоносных вулканических систем (линейных и кольцевых) рифтогенного и островодужного типа; 2) приуроченность вулканогенно-рудных центров к поднятиям каледонского фундамента и узлам пересечения разломов; 3) реконструкция рудных палеозон (Орловско-Белюсовская, Лениногорская, Тишинская, Зырянская и др.) значительных размеров (длина более 100 км, ширина 10-20 км) с рудными узлами, которые концентрируют основные запасы Cu+Pb+Zn всех известных месторождений; 4) ритмично-пульсационная направленность рудного процесса и многоэтажность распределения оруденения в рудных зонах, рудных узлах и месторождениях (с вертикальным размахом руд до 1000-1500 м); 5) дифференцированность и контрастность рудоносных базальт-андезит-риолитовых вулканитов антидромной направленности, образующих несколько продуктивных стратоевровней от D<sub>1e</sub> до D<sub>3fm1</sub>; 6) геолого-генетическое моделирование рудных объектов и другие факторы. Произведена разбавровка площадей по степени перспективности в Прииртышском, Зырянском, Снегирихинском, Лениногорском и Белюбинском рудных районах.

*Лениногорский район.* На Риддер-Сокольном рудном поле проведена реконструкция его палеоструктуры на время рудообразования. Формирование субпластового оруденения верхнего (крюковского) рудного горизонта связывается с аккумуляцией выносимого в морской бассейн гидротермами материала. Обосновывается положение о возможной принадлежности Заводской залежи к третьему (лениногорскому) рудоносному уровню, на котором до настоящего времени промышленное оруденение не вскрыто. Это повышает перспективы данного уровня рудолокализации для всего рудного поля. Определены запасы категории C<sub>2</sub> (авторские) и прогнозные ресурсы цветных и благородных металлов флангов и глубоких горизонтов месторождения. Запасы категории C<sub>2</sub>: Au – первые т, Ag – 17 т. Прогнозные ресурсы категории P<sub>1</sub>: Au – 45 т, Ag – 609 т, категории P<sub>2</sub>: Au – 12 т, Ag – 70 т. К первоочередным для постановки поисково-оценочных работ отнесены фланги залежей Быструшинская, Победа и Южно-Быструшинская, где вскрытые зоны минерализации не получили достаточно обоснованную оценку их промышленной значимости.

Для Тишинского месторождения, учитывая региональные факторы контроля и локализации оруденения в Лениногорском рудном районе, выявлено сходство строения, зональности и состава руд с рядом других месторождений и принята модель о вулканогенно-осадочном, доскладчатом его генезисе. Трансформация пологолежащих рудовмещающих отложений в крутопадающую структуру произошла в орогенный этап. В связи с этим руды, вскрытые на глубоких горизонтах, могут представлять, по аналогии с Риддер-Сокольным месторождением, фланги новых рудных залежей, расположенных на продолжении от уже вскрытых. Образование золота связывается с процессами формирования сульфидной минерализации. Перспективными на обнаружение промышленных руд, с учётом отмеченных особенностей строения, являются глубокие горизонты Центрального и Восточного рудных столбов, а также фланги месторождения. Суммарные прогнозные

ресурсы категорий  $P_1+P_2$  составляют: меди – 122 тыс. т, свинца – 203 тыс. т, цинка – 1160 тыс. т, золота – 11,7 т, серебра – 183 т.

*Зыряновский район.* На Малеевско-Путинцевском рудном поле установлена зависимость концентрации золота в рудах и вмещающих породах от интенсивности сульфидной минерализации и их гидротермальной проработки. Самостоятельного золотого оруденения в пределах рудного поля не устанавливается. Разработана модель рудообразования, уточнены морфоструктуры рудных тел отдельных рудных залежей и даны геолого-генетические условия развития рудообразующей системы. Прогнозные ресурсы для рудоносных зон Малеевского месторождения, рассчитанные по данным А.И. Городко, А.С. Кузнецова, В.М. Мирошниченко (2001, 2005 гг.) с некоторыми коррективами, составляют по категории  $P_1$ : золота ~ 7 т, серебра - 1123 т; категории  $P_2$ : золота - 6,8 т, серебра - 950 т. Для флангов Путинцевского месторождения и участков Малеевско-Путинцевского рудного поля прогнозные ресурсы для минерализованных зон составляют по категориям  $P_2$ : золота - 2 т, серебра - 175 т.

*Южно-Алтайский район.* На медноколчеданном месторождении Карчига установлена повышенная золотоносность и сереброносность зоны окисления. Прогнозные ресурсы в зоне окисления определены по категории  $P_1$  в количестве 0,54 т золота и 1,12 т серебра. Не исключаются более высокие концентрации этих металлов в зоне окисления на более низких горизонтах, так как выходы рудных тел большей частью отработаны «чудскими выработками» на глубину свыше 8-10 м. Кроме того, дана оценка на благородные металлы медноколчеданного оруденения, установленного на юго-восточном и северо-восточном флангах Северо-Восточной залежи, где прогнозные ресурсы категории  $P_1$  определены в объёме: золота – 3,6 т, серебра – 45,5 т.

В пределах Александровско-Теректинской рудоносной зоны детально изучены рудовмещающие отложения, структурное положение оруденения в разрезе. В отличие от ранее существовавших представлений, для участков Нижне- и Верхне-Теректинского рудопроявлений, как и в целом для зоны, установлено северо-восточное падение и рудовмещающих толщ, и рудоносных зон. На основе этих данных положительно оценены перспективы этих участков на глубину. Общие прогнозные ресурсы Александровско-Теректинской зоны категорий  $P_1+P_2+P_3$ , включая запасы категории  $C_2$ , составляют 2 млн т металлов, с содержанием меди 1,9 %, цинка 2,7%, свинца 0,2 %. Данные опробования выходов окисленных руд на Александровском и Верхне-Теректинском рудопроявлениях на поверхность указывают на присутствие в них золота и серебра. Среднее содержание на Александровском проявлении: золота 0,4 г/т, серебра 26,2 г/т, на Верхне-Теректинском соответственно 0,5 г/т и 34,3 г/т. Эти содержания нельзя считать оптимальными, так как пробы отбирались за пределами «чудских выработок», отработывавших, видимо, более богатые руды. Отмечается присутствие этих металлов и в первичных рудах, где содержание золота достигает 1,2 г/т, а серебра 124 г/т.

Высоко оценены перспективы золоторудного месторождения Манка. Кроме кварцевожильного, по данным опробования выделен участок березитизированных золотосодержащих гранитоидов со средним содержанием золота на всю его площадь 0,6 г/т. При детальном опробовании возможно выявление участков с более высокими содержаниями. Общие прогнозные ресурсы золота по категориям  $P_1+P_2$  оцениваются в 20 т, а совместно с установленными по категориям  $A+B+C_1+C_2$  забалансовыми запасами - 22 т. Месторождение рекомендуется как первоочередной объект для постановки геологоразведочных ра-

бот. Кроме того, подтверждена перспективность ранее выделенной Манкинской площади, где проведёнными поисковыми работами выявлен ряд новых проявлений золотой минерализации.

Общие прогнозные ресурсы Рудного Алтая на медь, свинец и цинк по ряду авторов оцениваются в близких цифрах – порядка 30 млн т и более [2, 6, 10].

*Калба-Нарымский пояс (КНП).* Это главная редкометалльная структура Восточного Казахстана. Пояс ограничен Калба-Нарымским и Теректинским глубинными разломами и прослеживается в северо-западном направлении более чем на 500 км при ширине 20-50 км. По новым теоретическим представлениям - это чужеродный блок земной коры (террейн), погруженный осколок континентальной плиты, дрейфовавший в Палеоазиатском океане и причленившийся к структуре БА в стадию герцинской коллизии. В глубинном строении поясу отвечают прогибы докембрийского и каледонского фундамента, земная кора имеет повышенную сиаличность с увеличенной мощностью метагранитового слоя (до 12 км) [2, 7]. В раннегерцинском прогибе накопились карбонатно-терригенные и терригенные формации повышенной углеродистости ( $D_2-C_1$ ), в среднюю стадию (коллизционную) образовались молассовые формации ( $C_2$ ) и внедрились малые интрузии, дайки габбро-диабазов ( $C_{2-3}$ ) и плагиогранит-гранодиоритов ( $C_3$ ). В позднюю стадию проявился мощный гранитоидный магматизм постколлизсионной активизации (Р-Т<sub>1</sub>) с образованием крупного Калба-Нарымского гранитоидного пояса. Последний, по данным сейсморазведки МОВЗ (Г.П. Нахтигаль и др.), размещается в головной части гигантской тектономагматической зоны, крутопадающей на северо-восток (под Рудный Алтай).

Профиль металлогении КНП – редкометалльный (Ta, Nb, Li, Cs, Be, Sn, W), оруденение генетически связано с пермскими гранитными формациями. Выделяются четыре рудных района: Шульбинский, Северо-Западно-Калбинский, Центрально-Калбинский и Нарымский. Промышленное значение имеет в основном Центрально-Калбинский рудный район, объединяющий месторождения редкометалльных пегматитов (Бакенное, Белая Гора, Юбилейное и др.), которые разрабатывались Белогорским комбинатом, но в настоящее время законсервированы в виду нерентабельности производства.

При оценке перспектив КНП учитывались основные факторы и критерии прогноза редкометалльных месторождений: 1) региональное развитие рудоносных гранитов калбинского комплекса (Р<sub>1</sub>); 2) геодинамические условия становления гранитных массивов и их рудогенерирующая способность; 3) геолого-генетические модели типовых месторождений (пегматитовых, альбитит-грейзеновых, грейзеново-кварцевожильных и др.); 4) петрологические и минералого-геохимические критерии рудоносности гранитоидов; 5) геолого-промышленная типизация рудных объектов; 6) степень денудации гранитоидных массивов; 7) геолого-геофизические данные и др.

Проведенные исследования показали, что в Калба-Нарымской зоне сохраняются перспективы на обнаружение новых месторождений редких металлов. Наиболее перспективными являются фланги гранитоидного пояса, перекрытые чехлом рыхлых отложений (Шульбинский рудный район), и скрытые гранитоидные массивы, выделяемые по геолого-геофизическим данным (Манат-Черновинская площадь и др.). Необходимо продолжить доизучение известных рудных полей и месторождений (Огнёвско-Бакенное, Асубулакское, Белогорское и др.). На прогнозных картах масштаба 1:500 000 – 1:200 000 выделены перспективные площади и объекты с прогнозными ресурсами Ta, Nb, Li, Sn, W и др.

Главная задача дальнейших исследований – проведение детальных прогнозно-

металлогенических и поисковых работ на выделенных рудоносных структурах, перспективных участках и объектах в Калба-Нарымской металлогенической зоне и на других территориях (Горный Алтай, Жарма-Саур и др.). На современном научно-техническом уровне необходимо вовлечение в оценку закрытых и полужакрытых площадей, которые являются резервными для обнаружения скрытых и погребённых редкометалльных месторождений (коры выветривания, погребённые россыпи, нетрадиционные типы оруденения). Рекомендуется возобновить геологоразведочные работы в Калба-Нарымской зоне с целью поиска месторождений и ускоренной оценки для вовлечения их в эксплуатацию. Рентабельность производства может быть существенно повышена при комплексной оценке и переработке руд. Целесообразно начать разработку техногенных отвалов (хранилищ) обогащательного производства. Общие минеральные ресурсы Калба-Нарыма (в тоннах): Ta – 18750, Nb – 15500, Be – 14000, Li – 3000 [2].

*Западно-Калбинский пояс.* Пространственно ограничен Теректинско-Улунгурским и Чарско-Зимунайским глубинными разломами, имеет региональное развитие (длина более 800 км, ширина 20-40 км), проникая на юго-восточном фланге в Китай. По особенностям глубинного строения характеризуется субокеаническим типом разреза ЗК, в гравитационном поле отмечается областью высоких градиентов силы тяжести [2, 8]. По геолого-геофизическим данным в центре структуры выделяется протяженный терригенный прогиб ( $D_1-C_1$ ) северо-западного простирания, осложнённый в бортах глубинными островодужными поднятиями (раннегерцинская рифтогенно-островодужная стадия). Для поздне-коллизийного этапа развития характерны молассовые лимнические, частью угленосные формации ( $C_2-C_{2.3}$ ) и синколлизийные интрузивные образования – габбронорит-диоритовая формация (бижанский комплекс  $C_{2.3}$ ) и формация гипабиссальных плагиогранит-гранодиоритов (кунушский  $C_3$ ), с которыми генетически связано золотое оруденение. В позднюю (постколлизийную) стадию в обстановке внутриплитной активизации локализовались отдельные массивы гранитоидов с бедным оруденением – Sn, W, Be (дельбегетейский комплекс  $P_2$ ).

В Западно-Калбинском поясе известно более 450 месторождений и проявлений золота. Основные рудные районы – Мукурский, Бакырчикский, Кулуджунский и Баладжальский. Ведущие геолого-промышленные типы оруденения: золото-мышьяково-углеродистый (бакырчикский), золото-сульфидный апокарбонатный (суздальский), золото-кварцевый (кулуджунский) и золото-кластогенный (россыпи золота). Главными рудоконцентрирующими структурами оказались диагональные системы разломов сквозного развития (запад-северо-западного простирания), сформированные на сочленении континентальных окраин в коллизийную стадию активизации, вдоль которых трассируются молассовые формации (повышенной углеродистости и седиментной золотоносности) и цепочки гипабиссальных малых интрузий и даек. Рудовмещающими являются карбонатно-терригенные и черносланцевые формации, подверженные контактово-метасоматическим изменениям в зонах дробления, смятия и надвигах.

При прогнозной оценке перспектив территории вовлечены в анализ и обобщение более 300 месторождений и проявлений золота с учётом прогнозно-металлогенических работ разных лет в целом по региону.

В Мукурском рудном районе выделены перспективные площади и участки, прогнозируемые для выявления объектов коренного и остаточного золота. Прогнозные ресурсы золота разных категорий оцениваются порядка 100 т.

Бакырчикский рудный район сохраняет высокие перспективы увеличения в 2-3 раза прогнозных ресурсов золота непосредственно на месторождениях Бакырчик и Большевик (категория  $P_1$ ), что позволяет вывести их в разряд суперкрупных мировых объектов [1, 5, 8, 9]. Кроме того, на перспективных участках (Кызылсу-Караузекская, фланги Кызыловской зоны и др.) определены общие прогнозные ресурсы золота: категория  $P_1$  – 115 т,  $P_2$  – 140 т.

В Кулуджунском рудном районе практический интерес представляет золотосульфидный тип оруденения, близкий к суздальскому (участки Бригадное, Свистун, Байбура и др.). На Кулуджунской и Джумбинской перспективных площадях произведена переоценка прогнозных ресурсов золота до глубины 300-350 м ( $P_2=30$  т).

В Баладжальском рудном районе выделяются перспективные площади, охватывающие вулcano-кремнисто-терригенные олистостромовые образования аркалыкской свиты  $C_1V_2$ . Прогнозируются объекты суздальского типа на Баладжальском и Мариновском участках. Общие ресурсы золота здесь: категория  $P_1$  – 16 т,  $P_2$  – 33 т.

Важнейшей проблемой в перспективе является оценка экзогенных скоплений мелкого и тонкого золота (МТЗ) прошлых эпох в приустьевых участках речных долин (рр. Курчум, Большая Буконь, Кызылсу и др.). На основе регионального палеометаллогенического анализа намечены главные ареалы МТЗ и предварительно определены благоприятные обстановки его концентрации. За счёт экзогенного золота в речных долинах возможен значительный прирост золоторесурсов региона. Необходимо дальнейшее научное углубление и увеличение масштабов исследований в данном направлении.

*Жарма-Саурский пояс.* Рудный пояс сформировался на гетерогенном докембрийском и каледонском фундаменте Казахстанской континентальной окраины и характеризуется сложным геодинамическим развитием и полициклической металлогенией в трёх металлогенических зонах.

*Чарская металлогеническая зона*, включающая Чарско-Горностаевский сутурный шов, представляет структуру планетарной ранговости, имеющую длительную и сложную историю развития (от докембрия до мезозоя). На поверхности фиксируется отдельными фрагментарными выходами и практически не изучена на глубину. В ней сохраняются определённые перспективы на обнаружение месторождений разных генетических типов (Cr, Ni, Co, Pt, Au, Hg и др.). На новом этапе геологоразведочных работ рекомендуется постановка глубинного минерагенического картирования, в первую очередь для изучения её северо-западного и юго-восточного флангов, перекрытых чехлом рыхлых отложений Кулундинской и Зайсанской впадин.

На Суздальском месторождении за счёт доизучения флангов и глубоких горизонтов (до 200 м) ожидается увеличение золоторесурсов категории  $P_1$  – 40 т. На месторождении Мираж по материалам ПГО «Востказгеология» прогнозные ресурсы золота по категории  $P_1$  – 10 т. На Суздаль-Аркалыкской перспективной площади прогнозируется обнаружение крупных золоторудных объектов, аналогичных Суздальскому месторождению.

В Акжал-Васильевском рудном районе перспективы связываются с доизучением известных рудных полей (Токум, Васильевское, Акжал). Общая оценка перспективной площади на золото: категория  $P_1$  – 45 т,  $P_2$  – 30 т. На Ашалы-Даубайской площади прогнозируются объекты кварцевожильного типа и штокверковых минерализованных зон с оценкой ресурсов золота категории  $P_1+P_2=45$  т.

*Жарма-Саурская металлогеническая зона*, расположенная в осевой части одноимённого рудного пояса, перспективна на обнаружение золоторудных, медно-порфировых и



медно-никелевых месторождений.

Кемпирская площадь выделяется на северо-западном продолжении Жананской рудной зоны и охватывает рудопоявления Кемпир, Болдыколь, Восточное и др. Прогнозируются золоторудные объекты в линейных корах выветривания и с первичными рудами (жананский тип); общие ресурсы  $P_2$ –25 т.

Жананская площадь перспективна на выявление золотосульфидного оруденения (первичного и остаточного) и золотосурьмяного (месторождение Алимбет). Прогнозные золоторесурсы: категория  $P_2$  – 34 т,  $P_3$  – 68 т. Медно-порфировый тип оруденения прогнозируется в пределах развития пояса синколлизийных габбро-диорит-гранодиоритовых интрузий (саурский комплекс,  $C_1$ ), широко развитых в центральной части Жарма-Саура (Терсайрыкское поднятие) и Саурском районе. В Жарминском блоке перспективны площади Осенняя и Арсеньевская (Cu, Mo, Au). В Сауре рекомендуется доизучение медно-порфирового месторождения Кызыл-Каин с целью возможной отработки золотосодержащих медно-порфировых руд методом кучного выщелачивания. Авторские запасы меди на месторождении порядка 1,5 млн т. Кроме того, на выявленном нами новом участке (Северный Кызыл-Каин) по результатам анализов установлена повышенная золотоносность минерализованной зоны (до 8-10 г/т), которая заслуживает дальнейшего изучения. Важная роль в контроле медно-порфирового оруденения придаётся также кольцевым вулканотектоническим структурам. По геолого-геофизическим данным предполагается обнаружение скрытых и погребённых месторождений Cu, Ni, Co, Mo, Ag (Pt) на закрытых резервных площадях (Базарский прогиб, Северное Призайсанье и др.). Здесь целесообразно проведение глубинного минерагенического картирования масштаба 1:200 000.

Максутский Cu-Ni тип оруденения связывается с расслоенными габброидными интрузиями ( $C_{2-3}$ ). Это гипабиссальные малые интрузии и дайкообразные тела позднеколлизийной стадии активизации, контролируемые глубинными разломами и имеющие региональное развитие. В последние годы на юго-восточном фланге Жарма-Саурского пояса (в Китае) в аналогичных габброидах обнаружено новое месторождение Харатунга, которое по запасам никеля является крупным, а по меди – средним [7]. Поэтому намечен региональный Максут-Петропавловско-Харатунгский прерывистый пояс потенциально рудоносных габброидных интрузий и резко повысились перспективы обнаружения подобных сульфидных Cu-Ni месторождений на казахстанской территории. Это даёт основание возобновить поиски месторождений на выделенных перспективных участках. Основное внимание должно быть уделено поиску скрытых и погребённых Cu-Ni месторождений. Можно полагать, что реализация прогнозов приведёт к открытию ряда объектов, более богатых по содержанию и крупных по запасам Cu, Ni, чем месторождение Максут. Прогнозные ресурсы категории  $P_3$ : Cu – более 1 млн т, Ni – 300...500 тыс. т.

В Сиректас-Сарсазанской металлогенической зоне на медно-порфировое оруденение прогнозируется площадь Шор, включающая одноимённое месторождение. По результатам геологоразведочных работ ресурсы молибдена составляют порядка 500 тыс. т. Площадь Каргоба, приуроченная к блоку каледонского фундамента, перспективна на выявление объекта медно-порфирового типа, связанного с девонским комплексом кислых субвулканических интрузий. По результатам поисковых работ ТОО ГРК «Топаз» (2005-2007 гг.) прогнозные ресурсы по категории  $P_1$ : меди – 595 тыс. т, Mo – 32 тыс. т.

Акбиик-Акжайляуский пояс гранитов-лейкогранитов и щелочных гранитов, расположенный на границе с Чингиз-Тарбагатаем, сопровождается редкометалльно-редкозе-

мельным оруденением (W, Mo, Zr, Nb, TR). С щелочными гранитами (P<sub>2</sub>-T<sub>1</sub>) связаны формации редкоземельных пегматитов и рибекит-альбитовых метасоматитов с пироклор-цирконовой минерализацией (месторождение Верхнее Эспе). В целях развития редкоземельно-сырьевой базы и вовлечения данного месторождения в эксплуатацию целесообразно разработать технологию комплексного использования труднообогатимых пироклор-цирконовых руд.

*Чингиз-Тарбагатайский пояс.* На основе разработанных поисковых признаков и критериев, а также анализа материалов прошлых лет произведена оценка прогнозных ресурсов в рудоносных структурах и объектах рудного пояса, объединяющего Западно-Чингизскую и Восточно-Чингизскую металлогенические зоны.

*Западно-Чингизская зона.* В Акбастауской подзоне заслуживают внимания фланги Мизек-Кусмурунской рудной зоны с золото-медно-цинковым оруденением. Общие прогнозные ресурсы меди и цинка – 3 млн т. На участке Сакау-Сай медно-порфирового типа, с учётом положительных результатов поисковых работ ТОО ГРК «Топаз», необходимо продолжить поисково-оценочные работы. Прогнозные ресурсы категории P<sub>2</sub>: меди – 705 тыс. т, золота – 72 т.

*Восточно-Чингизская зона.* В Центрально-Чингизской подзоне рекомендуется доизучение Аягузской рудоносной структуры и конкретно колчеданно-полиметаллического месторождения Аягуз. Прогнозные ресурсы суммы Cu+Pb+Zn – 1 млн т. В Аркалыкской подзоне к перспективной относится площадь Коскудук-Жусалы с золото-медно-колчеданным оруденением. Основным полезным ископаемым является золото, ресурсы которого порядка 10 т. Площади Сункар и Сарыкуян прогнозируются на выявление кварцевожильного объекта с золоторесурсами категории P<sub>2</sub> – 10 т. Месторождение Караджал (редкометалльно-флюоритовое) рекомендуется для дополнительной оценки на бериллиевые руды скарнового типа.

Таким образом, в результате проведенных исследований уточнена оценка прогнозных ресурсов Рудного Алтая и прилегающих территорий на цветные, благородные, редкие металлы и другие полезные ископаемые, и намечены перспективные направления дальнейших поисковых работ. Реализация этих прогнозов будет способствовать укреплению минерально-сырьевой базы Восточного Казахстана.

#### Список литературы

1. Бакырчик (геология, геохимия, оруденение) / Под ред. В.А. Нарсеева. – М.: ЦНИГРИ, 2001. – 174 с.
2. Большой Алтай: (геология и металлогения) /Ред. Г.Н. Щерба. – Алматы: Ғылым. – Кн. 1. – 1998. – Кн.2. – 2000.
3. Дистанов Э.Г. Металлогеническое развитие Центрально-Азиатского подвижного пояса в связи с его геодинамической эволюцией / Э.Г. Дистанов, А.А. Оболенский // Геология и геофизика. – 1994. – № 7-8. – Т. 35. – С. 252-269.
4. Добрецов Н.Л. Эволюция структур Урала, Казахстана, Тянь-Шаня и Алтае-Саянской области в Урало-Монгольском складчатом поясе (Палеоазиатский океан) // Геология и геофизика, 2003. – № 1-2. – Т. 44. – С. 5-27.
5. Дьячков Б.А. Главные золотоносные структуры Восточного Казахстана и их прогнозная оценка // Геология и разведка недр Казахстана. – 1996. – № 3. – С. 9-15.
6. Дьячков Б.А. Перспективы развития горнорудного комплекса в Восточном Казахстане // Горный журнал. – 2003. – № 4-5. – С. 35-40.
7. Дьячков Б.А. Глубинное строение и металлогения Восточного Казахстана / Б.А. Дьячков, Н.В. Полянский, Е.М. Сапаргалиев и др. // Геология Казахстана. – Алматы, 2008.
8. Любецкий В.Н. Глубинное строение золоторудных поясов, вмещающих суперкрупные месторождения (Западно-Калбинский пояс, Казахстан) / В.Н. Любецкий, Л.Д. Любецкая. – Материалы Междунар. конф. – Ташкент, 2006. – С. 69-75.
9. Рафаилович М.С. Нетрадиционные районы и типы месторождений золота Казахстана //

- Руды и металлы. – 2004. – № 2. – С. 25-35.
10. Титов Д.В. Состояние минерально-сырьевой базы Восточного Казахстана и её потенциал / Д.В. Титов, Н.В. Осиков // Минерально-сырьевые ресурсы Восточного Казахстана и их комплексное использование: Сб. тр. обл. науч.-практ. конф. – Усть-Каменогорск, 1999. – С.36-44.
11. Щерба Г.Н. Развитие структур Большого Алтая на основе геодинамических реконструкций / Г.Н. Щерба, Х.А. Беспяев, Б.А. Дьячков и др. // Геодинамика и минерагения Казахстана. – Алматы: РИО ВАК РК, 2000. – Ч. 1. – С. 73-81.

Получено 13.07.09

УДК 622

**А.А. Жанбатыров**

АО «Центр инжиниринга и трансферта технологий»

**НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СЕЛЕКТИВНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ  
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

Исследованиями на обогатимость, проведенными в Казмеханобре и лаборатории АО «Центргеоаналит» [1,2] установлено, что золото в руде месторождения Когадыр в основном находится в формах, поддающихся выщелачиванию цианидными растворами. Извлечение золота в раствор из измельченной до 85 % кл. - 0,074 мм руды составило 79,45-76,47 %.

Колонный тест показал, что руда месторождения Когадыр пригодна для переработки по технологии кучного выщелачивания. Извлечение золота в сорбенты при переработке руды крупностью 15 мм составило 66,78 % .

В соответствии с балансом металлов ожидаемое товарное извлечение золота из руды месторождения Когадыр крупностью 15 мм составит 59,50 % при содержании его в исходной руде 1,514 г/т. Содержание золота в хвостах колонного выщелачивания составило 0,495 г/т.

Учитывая сложный химический состав растворов, большое содержание в них меди, для извлечения золота используем активированный уголь марки «HAYCARB» YA00 – 60 производства Таиланд как более селективный по отношению к золоту сорбент, для извлечения меди используем высокоосновную ионообменную смолу марки АВ-17 – 4 или PUROLITE A- 500.

Основной метод извлечения золота из бедных по содержанию руд – цианирование. Сущность этого процесса заключается в том, что измельченный рудный материал, содержащий благородные металлы, приводится в соприкосновение с разбавленными щелочными растворами цианистого натрия, под действием которого золото, серебро, медь и другие металлы переходят в раствор (продуктивный). Содержание металлов в продуктивном растворе незначительное, непосредственно получить металлы из продуктивного раствора невозможно, поэтому их пропускают через сорбенты – металлы осаждаются на сорбентах. В дальнейшем металлы снимают с сорбентов, получают богатые по содержанию и малые по объему растворы. Перерабатывая богатые растворы, в данном случае подвергая их электролизу, получаем золото, серебро и селективно медь. Аппаратурно-технологическая и технологическая схемы переработки руды месторождения Когадыр

приведены на рис. 1 и 2.

Переработка руды методом кучного выщелачивания происходит в три этапа:

1. Вывоз и складирование руды. Руда вывозится автосамосвалами с карьера и существующих складов на площадку сухой переработки, где руда дробится, подается на площадку с гидроизолированным основанием для формирования штабеля.

2. Выщелачивание золота. Исходный растворитель (рабочий раствор) с концентрацией цианистого натрия 0,06 - 0,08 г/л и  $pH=10-11$ , приготовленный в специальной емкости, насосом подается в оросительную систему и посредством эмиттеров (воблеров) равномерно распределяется по поверхности штабеля руды. Цианид, просачиваясь через руду, растворяет золото, серебро, медь и выносит его в дренажную систему площадки КВ, откуда продуктивный раствор самотеком сливается в приемную емкость, перекачивается в сорбционное отделение цеха переработки продуктивных растворов.

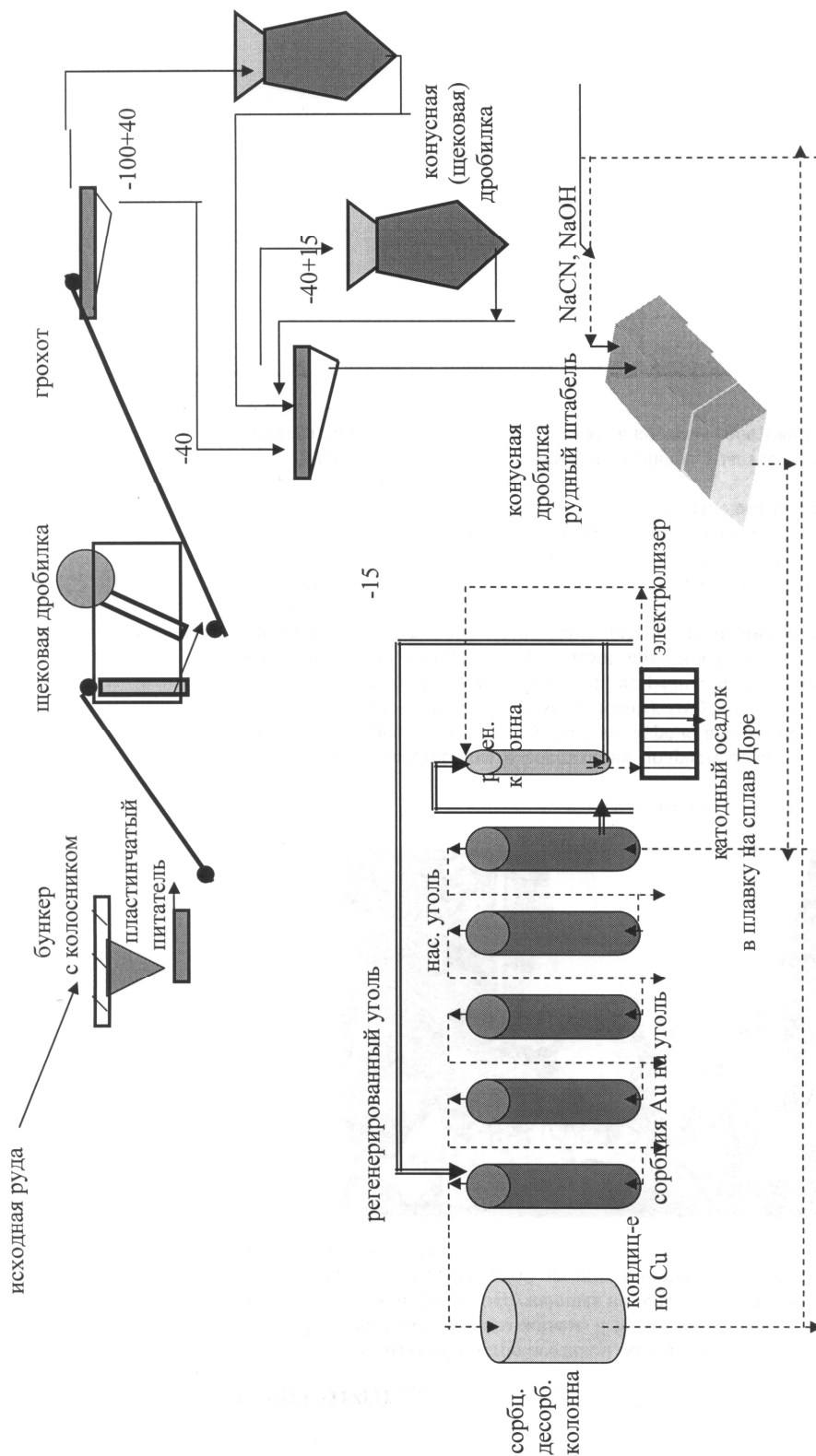
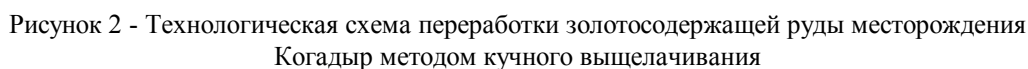


Рисунок 1 – Аппаратурно-технологическая схема процесса кучного выщелачивания золота из дробленной руды месторождения Когалыр



3. Сорбция и десорбция золота, серебра, меди. Продуктивный раствор проходит двухстадийную сорбцию. На первой стадии - сорбция золота и серебра из продуктивного раствора производится активированным углем в 5-ти сорбционных колоннах, установленных последовательно. Далее обеззолоченный раствор подается на вторую стадию - сорбцию меди, в 2-х параллельно установленных колоннах, сорбентом является смола. Насыщенный золотом уголь перекачивается в колонну десорбции, где под действием щелочи и цианида (при повышенной температуре) золото вновь переводится в богатый раствор. Бо-

гатый раствор подвергается электролизу, где золото осаждается на стальную вату – катод. Катодный осадок подвергается сушке, обжигу, плавке с добавлением флюсов. Полученный слиток подвергается кислотной промывке, определению пробности и отправляется на аффинаж.

Насыщенная медью смола подвергается десорбции щелочно–цианидным раствором и медь снова переводится в раствор (богатый). Богатый раствор подвергается электролизу и на катоде (медный лист толщиной 3 мм – матрица) получается катодная медь. Катодная медь идет на реализацию.

Обеззолоченные, обезмеженные растворы после десорбции золота и меди подкрепляются крепкими растворами щелочи и цианида, подаваемых из расходных емкостей до оптимальных концентраций, и вновь перекачиваются на орошение кучи.

Различают несколько основных типов золотосодержащих руд. К наиболее важным из них относятся следующие: жильные кварцевые, практически не содержащие сульфидов, встречаются преимущественно в окисленных зонах месторождений; кварцево–пиритные, содержащие, кроме кварца, сульфиды железа; кварцево–арсенопиритные; кварцево–сурьмянистые; медно–сульфидные золотоносные жилы. Соответственно каждому типу руды выбирают технологию обогащения или гидрометаллургической переработки.

Золото в рудах присутствует в основном в виде частиц самородного золота разнообразной формы и размеров. Золото, как правило, химически не связано с другими элементами, часто образует самородные сплавы с неоднородным составом и структурой. Химический состав самородного золота обычно переменный и колеблется в очень широких пределах даже на одном и том же месторождении. Обычно примеси, встречающиеся в самородном золоте, представляют собой серебро, медь, железо и в малых количествах – висмут, теллур, никель и др.

Серебро в рудах чаще всего присутствует в составе самородного золота и обычно редко встречается в виде чисто серебряных месторождений, хотя в природе, как известно, насчитывается более 60 минералов серебра.

Большое практическое значение для процессов растворения и извлечения золота и серебра имеет изучение химического состава частиц золота, их формы, размеров и поверхности. Поверхность золотинок в ряде случаев покрыта пленками окислов, затрудняющих процесс растворения. Следует отметить, что такие покровные образования встречаются довольно часто. Некоторые из них представляют собой плотные оболочки значительной толщины. Покровные образования – и природные, и возникшие вследствие производственных процессов – можно классифицировать следующим образом: а) образованные сульфидными минералами (арсенопирит, галенит), с которыми золото весьма часто бывает связано; б) плотные оболочки окислов железа; в) черные оболочки из аргентита; г) цветные налеты на золоте; д) темные пленки различных окислов. Все эти пленки затрудняют доступ цианистого раствора к поверхности частиц золота и снижают скорость растворения металлов при цианировании руды.

Наряду с химическим составом золотых частиц и состоянием их поверхности для процессов растворения имеют большое значение их форма и крупность. Для находящихся в руде золотинок характерна весьма развитая поверхность, что благоприятствует растворению золота при извлечении его в раствор. Другой важный фактор для извлечения золота – величина золотин. Она определяет степень измельчения руды для раскрытия и обнажения золотых частиц.

Скорость цианирования и полнота извлечения золота и серебра в раствор зависят от многих факторов. Один из них - содержание в растворе кислорода. На поверхности пирита кислород, получая электрон, восстанавливается до перекиси водорода, которая затем расходуется на частичное окисление золота. Таким образом, чтобы процесс растворения золота протекал успешно, необходимо с поверхности золотых частиц все время удалять освободившиеся электроны с помощью кислорода. Если в цианистом растворе содержится мало кислорода, или он отсутствует, то растворение золота замедляется и даже прекращается.

Существенное влияние на скорость процесса цианирования оказывает концентрация NaCN в растворе. При низких концентрациях цианида (примерно 0,01 – 0,06 %) скорость растворения золота зависит только от этой концентрации. При повышении концентрации NaCN до 0,1 - 0,12 % и выше скорость растворения золота и серебра уменьшаются. Уменьшение скорости при высоких концентрациях цианида объясняется повышением pH раствора в результате протекающего гидролиза. В этом случае начинает сказываться другой фактор – парциальное давление кислорода.

Практически ни концентрация растворенного кислорода, ни концентрация свободного цианида в растворе не имеют в отдельности существенного значения; важно лишь соотношение этих концентраций. Следовательно, концентрации свободного цианида и растворенного кислорода надо регулировать таким образом, чтобы их молярное соотношение равнялось шести. В практике обработки золотосодержащих руд обычно используют слабые растворы с концентрацией NaCN = 0,06 – 0,08 % при pH = 10 – 11. Цианистые растворы с такой концентрацией хорошо растворяют золото и являются активными растворителями золота и серебра.

Тем не менее для каждого типа руд оптимальную концентрацию цианида устанавливают опытным путем.

С повышением температуры скорость растворения золота возрастает, однако при этом уменьшается растворимость, следовательно, и концентрация кислорода в растворе. Поэтому должна существовать оптимальная температура, отвечающая наивысшей скорости растворения. Процесс цианирования обычно проводят при температуре не выше 15 – 18 °C.

Один из важных факторов, определяющих скорость цианирования, - крупность частиц золота в руде. Мелкие частицы золота растворяются значительно быстрее, чем крупные, поскольку их удельная поверхность значительно больше. В большинстве случаев основная масса золота в рудах представлена в виде мелких частиц размером от 1-3 до 50 мкм, все же часть золота находится в руде в виде крупных золотин, поэтому на растворение крупного золота может уйти больше времени, чем обычно.

Иногда поверхности золотин в руде покрыты пленками различных металлов, которые затрудняют доступ цианида к золоту. Для уменьшения влияния пленок на извлечение золота руду подвергают дополнительному измельчению. Кроме этого, используют химические способы разрушения пленок.

Для золотосодержащих руд характерно присутствие некоторых рудных минералов, из которых наиболее важные - пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит и др. Многие рудные минералы активно взаимодействуют с цианистым раствором и могут существенно влиять на растворение золота и серебра. Они могут и ускорять, и замедлять процесс выщелачивания. В присутствии меди в составе самородного золота процесс цианирования ускоряется. Но в большинстве случаев рудные минералы цветных металлов вызывают



замедление процесса растворения. Объясняется это многими причинами, основные из которых следующие:

1. Снижение концентрации кислорода в растворе. Так как кислород необходим для растворения золота, любая побочная реакция, протекающая с участием кислорода, снижает скорость растворения золота. Например, такие побочные реакции протекают с пиротином, который разлагается в щелочной среде с образованием гидрата закиси железа и сернистого натрия, легко окисляющимся кислородом. В результате этой реакции происходит обеднение раствора кислородом и растворение золота сильно замедляется.

2. Снижение концентрации свободного цианида вследствие протекания побочных реакций взаимодействия цианида с минералами меди и образования растворимых комплексных цианистых ионов меди. Если в руде присутствуют сульфидные минералы, то в цианистом растворе появляются сульфид-ионы, которые взаимодействуют с ионами цианида и кислорода по реакции:



давая пассивные по отношению к золоту роданид- ионы.

Кроме того, при тонком измельчении руды, содержащих кварц и алюмосиликаты, образуются коллоидоподобные формы окиси кремния и алюминия, которые обладают большой адсорбционной емкостью по отношению к NaCN, уменьшая тем самым концентрацию свободного цианида в растворе.

3. Образование различных пленок на поверхности золотин. Пленки появляются, если в растворе присутствуют посторонние ионы тяжелых цветных металлов ( $Cu^{2+}$ ,  $Zn^{2+}$ ,  $Pb^{2+}$ ), сера. Механизм образования таких пленок различен. Однако все пленки – и природные, и искусственные – затрудняют доступ цианида к золоту и в той или иной степени замедляют процесс цианирования.

Взаимодействие благородных металлов с цианистым раствором протекает на границе раздела двух фаз – твердой и жидкой, поэтому для непрерывного протекания реакции растворения необходим непрерывный подвод реагирующих веществ к границе раздела фаз и отвод продуктов реакции. Очевидно, что протекающие при растворении явления не так просты и состоят, как правило, из нескольких последовательных стадий, включающих, помимо собственно химической реакции, также стадии диффузии исходных веществ и получаемых продуктов. Рассмотрим подробно процесс растворения золота в цианистом растворе. Вокруг частиц золота, находящихся в растворе цианида, при растворении находится слой раствора, в котором концентрация цианида ниже, чем во всем объеме раствора, так как именно в этом слое расходуется цианид на взаимодействие с золотом. Возникающая разность концентраций реагента вблизи поверхности твердой частицы и в объеме раствора приводит к необходимости диффузии ионов  $CN^-$  и кислорода из объема раствора к поверхности золотин. По мере обеднения раствора кислородом новые его порции переходят из газообразной формы в жидкую, восполняя его убыль. Образующиеся при растворении золота продукты реакции диффундируют в объем раствора.

На основании изложенного процесс растворения золота в цианистом растворе можно представить в виде четырех элементарных стадий:

1. Абсорбции (растворения) в цианистом растворе кислорода.
2. Переноса циан-ионов и молекул кислорода из объема раствора к поверхности золотин.
3. Химической реакции на поверхности металла.

4. Переноса ионов, растворимых продуктов реакции с поверхности металла в объем раствора.

Каждая из этих стадий характеризуется своей скоростью; любая из них в общем случае может оказаться самой медленной – она и будет определять общую скорость процесса в целом.

Ведущим полезным компонентом в рудах южной части месторождения Когадыр является золото. В качестве попутных полезных ископаемых могут рассматриваться скорелированные с золотом серебро и медь, для которых подсчитанные геологические запасы в балансовых рудах составляют соответственно 1441,9 кг при содержании 0,40 г/т и 2424,3 тн при содержании 0,07 %, а также кеки выщелачивания в объеме рудной массы, представляющие собой по гранулометрическому составу и физико-механическим свойствам песчано-гравийную смесь.

В процессе выщелачивания руды серебро ведет себя аналогично золоту, процент извлечения серебра равен 36,63 %. При переработке продуктивного раствора серебро сопутствует золоту во всех переделах и переходит в конечную продукцию - сплав ДОРЕ.

По данным лабораторных исследований и полевого опыта извлечение меди в продуктивный раствор происходит, в основном, из вторичных ее минералов и частично из халькопирита. При переработке продуктивных растворов, сорбции на смоле АМ – 2Б, насыщение медью происходит гораздо быстрее, чем золотом, и достижение проектной емкости анионита по золоту будет затруднено, и часть золота и меди будет переходить в оборотный раствор и теряться. Одним из путей более полного извлечения золота и меди является двухстадийная селективная сорбция с ускоренным оборотом насыщенной медью смолы, направляемой лишь на кислотную обработку с последующим электролизом. На выщелачивание руды подается обеззолоченный, обезмеженный раствор, что положительно влияет на технологические показатели выщелачивания.

После окончания организации кучи и монтажа оросительной системы начинают проводить процесс влагонасыщения кучи и выщелачивания золота из руды путем подачи рабочих растворов на поверхность кучи. Для влагонасыщения руды требуется  $0,081 \text{ м}^3/\text{т}$  щелочного цианидного раствора, при интенсивности орошения  $0,24 - 0,36 \text{ м}^3/\text{м}^2/\text{сутки}$ .

Правильно спроектированная система подачи выщелачивающего раствора обеспечивает максимальный контакт между штабелированной рудой и раствором цианида натрия, который осуществляет растворение золота. Во время процесса выщелачивания устанавливается определенный «рисунок» распределения потока раствора внутри штабеля. Неизбежно, что некоторые участки рудной массы будут получать меньшее соприкосновение с цианидным раствором, другие - большее. Однако правильный выбор системы подачи раствора, скорости его движения внутри штабеля и способа поддержания всей системы в рабочем состоянии могут и должны минимизировать образование каналов при просачивании раствора, неравномерное смачивание руды внутри штабеля.

#### Список литературы

1. Шапорова-Карпович В.И. Технологические исследования переработки золотосодержащих руд месторождения Когадыр методом выщелачивания: Отчет. – Караганда, 2006.
2. Болотова Л.С. ДГП ГНПОПЭ «Казмеханобр». Исследования по кучному выщелачиванию золота из пробы руды месторождения Когадыр (колонный тест). – Алматы, 2007.

Получено 06.07.09

УДК 669.43

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

**ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СУЛЬФИДНО-СВИНЦОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ АЗОТНОКИСЛЫМИ РАСТВОРАМИ  
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДИОКСИДА СВИНЦА В КАЧЕСТВЕ ОКИСЛИТЕЛЯ**

В современной металлургии свинца почти весь свинец из свинецсодержащего сырья получают пирометаллургическими способами, недостатки которых общеизвестны, в том числе и неблагоприятное влияние процесса на окружающую среду и условия труда работающего персонала. В связи с этим особый интерес представляют разработки, направленные на получение свинца гидрометаллургическим способом.

Авторами был разработан новый гидрометаллургический способ переработки свинцовых и медно-свинцовых концентратов, заключающийся во вскрытии их растворов слабой азотной кислотой в герметичном аппарате в атмосфере технического кислорода.

Предлагаемая технологическая схема гидрометаллургического извлечения свинца из сульфидно-свинцовых концентратов по нитратно-диоксидному методу приведена на рис. 1. В качестве сырья использовались различные концентраты 7 месторождений, лом аккумуляторного производства, свинецсодержащие материалы и т.д.

Свинец из нитратных растворов после выщелачивания можно селективно осадить серной кислотой в виде сульфата. Азотная кислота при этом регенерируется и может быть использована для выщелачивания следующей порций концентрата. Из сульфата свинца цементацией на цинковой пыли можно получить металлический свинец.

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

Переработка полученных продуктов (нитрата и сульфата свинца) до металлического свинца связана с многостадийностью, технологическими трудностями и большим расходом реагентов, особенно при переработке нитрата.

Проведенные исследования по переработке труднообогатимых свинцовых руд Жайремского месторождения показали, что извлечение ценных компонентов из них может быть существенно повышено при использовании комбинированного обогачительно-гидрометаллургического способа, включающего флотационное получение бедного коллективного концентрата и гидрометаллургическое извлечение из него свинца.

Решение вопросов аппаратного оформления предлагаемого способа сводится к разработке аппаратуры для гидрометаллургической стадии.

При разработке аппаратного оформления любого технологического процесса следу-

ет решать два основных вопроса: выбор конструкционных материалов и разработка конструкции аппарата для осуществления той или иной технологической операции.

Выбор конструкционных материалов является одним из основных этапов в определении применимости того или иного технологического процесса в практике.

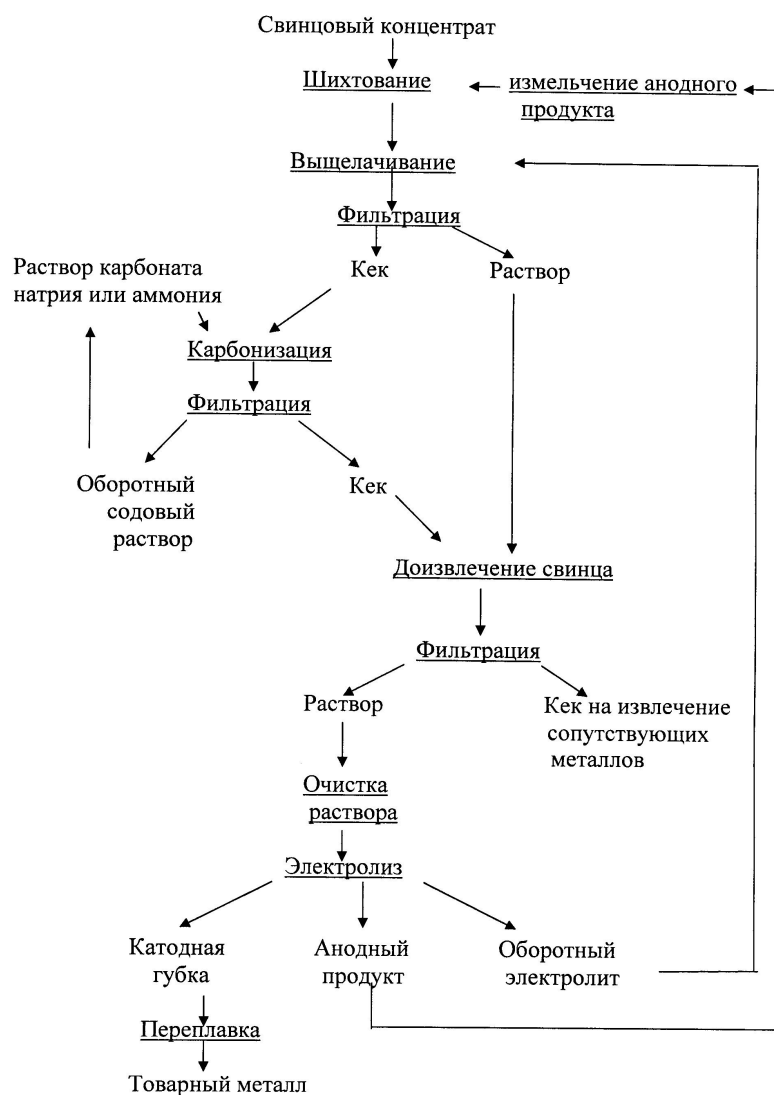


Рисунок 1 - Предлагаемая азотнокислая гидрометаллургическая технология получения свинца

При этом следует учитывать как коррозионную и механическую стойкость материалов в условиях эксплуатации оборудования, так и его возможное влияние на те или иные технологические показатели. В табл. приведены условия применения операций при различных вариантах гидрометаллургической переработки свинецсодержащего сырья. В силу своих особенностей операция электролитического выделения свинца из нитратных рас-

творов будет рассматриваться отдельно. Из других операций наиболее опасными в отношении коррозионной и механической стойкости материалов, очевидно, являются операции выщелачивания сырья и регенерации реагентов, поэтому стойкость материалов изучалась при условиях, имитирующих эти операции. Коррозионная стойкость конструкционных материалов определяется составом рабочей среды и условиями проведения операций. Из литературных данных известно, что кислотоупорная керамика типа керамических плиток по ГОСТ 961-57 и кислотоупорного кирпича по ГОСТ 464-41 является кислотостойкой, а также устойчивой по отношению к карбонатным растворам.

Таблица

*Состав рабочей среды во время проведения технологических операции при различных вариантах гидрометаллургической переработки свинецсодержащего сырья*

Технологическая операция	Состав рабочей среды, г/дм <sup>3</sup> (конечный)					
	Свободная азотная кислота	Pb	Fe	Zn	Cu	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> (свободный)
Выщелачивание исходного сырья азотной кислотой в присутствии окислителя	30-90	до 200	2-3	1-10	1-2	-
Выщелачивание исходного сырья раствором нитрата трехвалентного железа	1-2	до 200	20	1-5	0,5-1	-
Карбонизация кеков	-	-	-	-	-	100-50
Выщелачивание кеков	1-2	до 200	1-2	1-5	0,5-1	-
Регенерация рабочего раствора	30-90	до 200	20	1-5	0,5-1	-
Электролиз нитратных растворов	30-90	до 200	0,1-1	1-5	0,001-0,01	-
Очистка растворов pH=3-4	3-4	до 200	0,1-1	1-5	0,5-1	-

Однако она не применима к изготовлению движущихся деталей и теплообменной аппаратуры в силу незначительной механической прочности, поэтому она может быть использована только для изготовления аппаратурных узлов типа корпусов агитаторов и реакторов, также их футеровки. Полимерные кислотостойкие материалы и резина пригодны для изготовления деталей, работающих при относительно невысоких температурах и скоростях, для остальных же деталей должны быть использованы металлические материалы. Из экономических соображений для изготовления оборудования были выбраны нержавеющая сталь марки СТ-3, одна из самых распространенных и дешевых нержавеющих сталей марки 12Х18Н10Т и титан марки ВТ-1.

Коррозионная стойкость выбранных материалов изучалась по скорости коррозии материала в агрессивной среде, принимая ее линейной в течение всего времени экспериментов. Она определялась по потере массы образца материала за 100-часовой промежуток времени, отнесенной к единице площади. Для этого пластинку материала после ее обезжиривания ацетоном и удаления окисной пленки в соляной кислоте взвешивали с точностью до 0,0002 г и погружали в стеклянный стакан с тем или иным рабочим раствором. После истечения заданного времени пластинки высушивали фильтровальной бумагой и

вновь взвешивали. По убыли веса пластинки определяли скорость коррозии. Оценку коррозионной стойкости металлов проводили согласно ГОСТ 13819-68 в баллах по 10-балльной шкале и группах стойкости.

В качестве рабочей среды при испытании на коррозионную стойкость были выбраны техническая вода, раствор азотной кислоты концентрации 50 г/л, раствор нитрата трехвалентного железа с концентрацией 20 г железа в литре, а также раствор, содержащий как свободную кислоту, так и нитрат трехвалентного железа в тех же концентрациях. Это моделировало условия наиболее опасных операций: выщелачивание исходного сырья и регенерация реагентов. Учитывая то, что условия других операций являются более мягкими, принималось, что материалы, стойкие при работе в испытываемых средах, окажутся пригодными для аппаратного оформления всех операций, поэтому дополнительные исследования в этом направлении не проводились.

В качестве конструкционных материалов могут быть использованы кислотостойкие неметаллические материалы. Для изготовления движущихся деталей и узлов, а также теплообменной аппаратуры могут быть использованы нержавеющие хромоникелевые стали типа 12Х18Н10Т и титан.

Разработка аппаратного оформления гидрометаллургического передела при переработке свинецсодержащего сырья является основной задачей гидрометаллургического передела вывода свинца из технологической схемы. При проведении этих исследований отмечалось, что большинство применяемых процессов может быть осуществлено в стандартной аппаратуре, т.е. такой, производство которой налажено на действующих предприятиях по изготовлению металлургического и химического оборудования. Это относится к аппаратам для выщелачивания свинца из исходного сырья, большинству реакторов, теплообменной и фильтровальной аппаратуре, а также к насосам по перекачке пульпы, жидкостей и газов и соединительной арматуре (трубопроводы, штуцера, краны, вентили, и т.п.). В зависимости от выбранной гидрометаллургической схемы переработки свинецсодержащего сырья окислению азотной кислотой и кислородом могут подвергаться исходное сырье на стадии выщелачивания свинца, либо растворы после выделения свинца с целью регенерации реагентов. Для этого может быть использован аппарат, схема которого показана на рис. 2. Аппарат представляет собой цилиндрическую емкость 1 с коническим днищем, которая заполняется реакционной смесью до определенного уровня. Ниже этого уровня в аппарат вмонтирован змеевиковый теплообменник 2, в который в зависимости от выбранного температурного режима подается нужный теплоноситель. Сверху аппарат герметично закрывается крышкой 3, на которой смонтированы люк для загрузки исходного материала 4, манометр 5, штуцера для ввода кислорода 6 и кислоты 7, а также распылительные форсунки 8 или же другое диспергирующее устройство для распыления жидкости в газовой фазе. Количество этих устройств и их конструкция определяется в зависимости от интенсивности процесса и количества жидкости в аппарате. К штуцеру ввода кислорода подсоединен диспергатор 9, выполненный в виде плоской трубчатой перфорированной по всей длине спирали. Для предотвращения разрушения аппарата в случае аварийного роста внутреннего давления в нем предусмотрен предохранительный клапан (водяной затвор 12 или аналогичное по назначению устройство). В том случае, если в аппарате перерабатывается крупнокусковое сырье в него вставляется ложное днище 13. Перемешивание в аппарате осуществляется циркуляцией жидкой фазы при помощи центробежного насоса 14. Этот же насос служит для опорожнения аппарата в конце процесса. Работа аппарата осуществляется следующим образом: через люк 4 в

аппарат заливают рабочий раствор, затем через штуцер 7 в него задают необходимое количество кислоты для создания оптимальной кислотности среды, после чего аппарат продувают кислородом для вытеснения остаточного воздуха, одновременно фиксируя диспергатор 9 на уровне 1-10 см над поверхностью раздела фаз. В конце продувки через люк 4 загружают исходный материал, после чего аппарат герметично закрывают. При помощи теплообменника 10 раствор нагревают до начала реакций, о чем свидетельствует быстрый рост давления в аппарате, контролируемом по манометру 5.

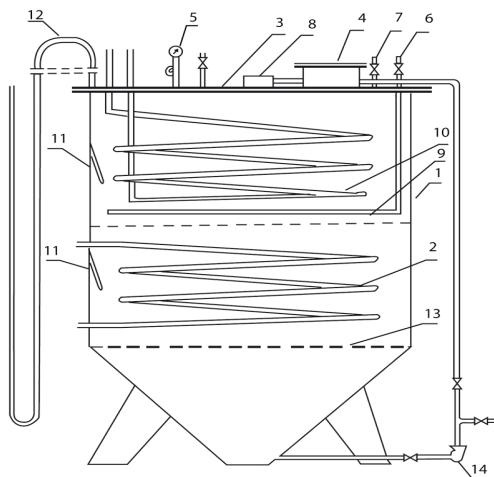


Рисунок 2 - Аппарат для выщелачивания свинецсодержащих материалов азотной кислотой и кислородом: 1 - корпус; 2 - теплообменник жидкой фазы; 3 - крышка; 4 - люк для загрузки исходного сырья; 5 - манометр; 6 - штуцер ввода кислорода; 7 - штуцер ввода кислоты; 8 - распылительная форсунка; 9 - диспергатор; 10 - теплообменник газовой фазы; 11 - термометры сопротивления; 12 - водяной затвор; 13 - ложное днище; 14 - циркуляционный насос

Сразу же после начала реакции включают подачу кислорода и охлаждение газовой фазы при помощи теплообменника 10. В ходе работы аппарата контролируется поглощение кислорода, поддерживая давление газовой фазы в пределах 0,1-0,25 атм. В конце операции пульпу вновь подогревают с целью уменьшения количества растворенных в жидкости окислов азота. После этого реакционную смесь отфильтровывают и далее действуют в зависимости от выбранной технологической схемы.

Разработанный аппарат был испытан в полупромышленных условиях для окисления азотной кислотой и кислородом свинцовых и медно-свинцовых концентратов и растворов нитрата двухвалентного железа. Кроме того, аппарат аналогичной конструкции испытан для окисления азотной кислотой и кислородом молибденитовых и медно-молибденитовых концентратов. Санитарный замер показал, что концентрация окислов азота в процессе работы у аппарата в пересчете на  $\text{NO}_2$  составила  $0,5 \text{ мг/м}^3$  (предельно допустимая концентрация –  $5 \text{ мг/м}^3$ ) и не превысила допустимой величины. Таким образом, надежность аппарата можно считать установленной и рекомендовать его к использованию в практике.

Использование предлагаемого способа позволит резко сократить расход азотной кислоты за счет создания замкнутой технологической схемы, отпадает необходимость в строительстве при свинцовом заводе комплекса по запуску азотных удобрений.

Получено 17.07.09

УДК 553. 411. (574)

**Г.Т. Нұршайықова**

Д. Серікбаев атындағы ШҚМТУ, Өскемен қаласы

**КЕН ӨНДІРУДЕ ПАЙДАЛЫ КОМПОНЕНТТЕРДІҢ ЕҢ ТӨМЕНГІ САПАШАРТ МӘНІН БЕЛГІЛЕУГЕ  
КВАЛИМЕТРИЯ ТЕОРИЯСЫН НАРЫҚТЫҚ ҚАТЫНАС ЖАҒДАЙЫНА САЙ ЕТІП ПАЙДАЛАНУ**

Кәсіпорынның жұмысы оның өндіретін өнімінің тек санымен ғана емес, сапасымен де сипатталады. Өйткені өндірілетін өнімнің өтімділігі мен тиімділігі көбіне-көп оның сапасына байланысты болады. Ал кәсіпорын өнімінің сапасы тек өнімнің өзіне ғана тән көрсеткіштерімен бағаланады. Айталық, көмірдің сапасы оның күлділігі және ылғалдылығымен анықталса, ал кеннің сапасы оның ішіндегі пайдалы және зиянды компоненттердің үлестік мөлшерімен белгілі дәрежедегі құндылыққа ие болады. Өндірісте өнімнің сапасын көтеру – шикізаттың, материалдың, электр қуатының және еңбек шығынын қосымша жұмсамай-ақ өнімнің санын арттырумен тепе-тең. Сондықтан да соңғы жылдары сапамен байланысты ғылыми-зерттеу жұмыстары жүргізіліп, арнайы теориялар мен ғылыми бағыттар пайда болды. Сапа туралы ғылыми бағыттардың бірі – квалиметрия теориясы. Сонымен байланысты тау-кен саласында жер қойнауынан алынатын соңғы өнімдер сапасымен айналысатын ғалымдар квалиметрия туралы, шет тілдер түсіндірме сөздігінде көрсетілгендей, өнім сапасын сандық мәнмен бағалайтын әдістерді біріктіретін ғылым саласы ғана емес, сонымен қатар өнім сапасын көтеретін тәсілдерді жасап, сапа деңгейін реттеп басқаратын ғылым саласы да деген тұжырым жасайды.

Шындығында, кенорнының әр жерінен қазылып алынатын пайдалы қазылымдардағы пайдалы компоненттердің үлестік мөлшері әртүрлі деңгейде болады және олар әр кезде алынатындықтан байыту фабрикасына берілетін кен ағысындағы пайдалы компоненттердің үлестік мөлшері құбылмалы болып, байыту фабрикасының жұмысын қиындатады. Тау-кен өндірісінің осындай ерекшеліктерін ескере келе әртүрлі шаралар қолданып, аз да болса тұтынушыларға жіберілетін өнімнің сапасын біркелкілеуді реттеу үшін бірнеше техникалық шараларды қолданудың қажеттілігі айтылады. Атап айтқанда: сұрыптап қазу, қоймалау бункерлерінде біркелкілеу, ағыстағы (поточное) біркелкілеу және т.б.

Сонымен қатар пайдалы қазылымдар сапасын кен өндіруде реттеу теориясының қазіргі жағдайы да назардан тыс қалған жоқ. Мысалы, тау-кен жұмыстарын дұрыс жүргізбеу салдарынан болатын қалыптан тыс жоғалымдардың түрлері, кенорнына белгіленген сапашарт параметрлерін тау-кен геологиялық, технологиялық және экономикалық жағдайларды ескермей ұзақ уақыт бойы күнделікті және барлық кенорын-



дарында қолдану нәтижесі пайдалы қазылымдардың не қалыптан тыс (үстеме) жоғалымға, немесе өзін ақтамайтын барланған қордың жұтаң бөлігіне қаржы мен еңбек жұмсауға әкеп соғатыны дәлелденді. Нәтижесінде тау-кен кәсіпорындарының техникалық-экономикалық көрсеткіштерінің төмендеуі, пайдалы қазылымдардың толық алынуы, кенорнының сапалы қазылуы нашарлайтындығы белгілі.

Осы және тағы басқа факторлардың ескерілмеуінің салдарынан тау-кен кәсіпорындарының соңғы өнімдерінің сапасы қазіргі техника, технология және экономиканың даму деңгейінде алынатын өнімнің мүмкіндік сапасынан төмен екендігін көрсетеді, яғни квалиметрия теориясын дамытуды шындап қолға алу керек екендігі дәлелденді.

Біздің пайымдауымызша, квалиметрия теориясы өнім сапасының деңгейін көтеруге ықпал жасайтын техникалық және технологиялық тәсілдердің жетілдірілу жолдарын қарастыратын ғылым саласы емес, ол өнімнің сапасын сандық мәнімен бағалауға арналған әдістер жиынтығын біріктіретін ғылым саласы деп түсіну дәлірек болатын сияқты. Олай дейтіміз өнім сапасының деңгейін көтеруге ықпал жасайтын техникалық және технологиялық тәсілдердің жетілдірілу жолдары техникалық прогресс деп аталады да, ал өнімнің сапасын сандық мәнмен бағалау арқылы оның оптималды деңгейін анықтаудың ғылыми негіздері, яғни методикалық әдістемелерді жетілдіру жолдары, квалиметрия теориясына қатысты болуы тиіс.

Кен өндірудегі қазу мен ұқсату технологиясының тізбегінде кездесетін әрбір тау-кен жұмысы тәсілдерінің сандық мәнімен бағалау арқылы соңғы өнім өткізу бағасына (сапасына) оң ықпал ететін оңтайлы вариантын таңдауға қол жеткізетін ғылыми дәлелденген әдістемелерді қолдану квалиметрия теориясына жатады.

Жер қойнауындағы пайдалы қазылымдардың алынымы мен олардан кен өндіру барысында алынатын соңғы өнім сапасының төменгі және оптималды мәндерін табуға профессор Г.Г. Ломоносовтың кенорнын ашық тәсілмен қазу жұмыстарының ерекшеліктеріне бейімдеп жасаған сұлбасы мен техника ғылымдарының докторы Е.И. Панфиловтың кен жоғалымын экономикалық-шаруашылық есеппен реттеудің жекеленген блокқа арналған механизмі талданып, олардың жетістіктері мен кемшіліктері көрсетілді.

Енді квалиметрия теориясы туралы жарық көрген басқа автордың еңбегіне назар аударайық. Ол квалиметрия өнімінің сапасын сандық мәнмен бағалауға арналған әдістер жиынтығын біріктіретін ғылым саласы ғана емес, сонымен қатар өнім сапасының деңгейін көтеруге ықпал жасайтын тәсілдерді қарастыратын ғылым саласы да, яғни жер қойнауы өнімдерін пайдалану барысында оның сапасын басқарумен де айналысатын ғылым деген пікір айтады. Бір сөзбен айтқанда, оның түпкі мақсаты – жер қойнауындағы пайдалы қазылымдардың толық және алыным дәрежесін басқару. Бұл пікір «Маркшейдерия и недропользование» журналындағы В.Ю. Снетковтың мақаласында келтірілген [10]. Бұл арада бір нәрсенің басын ашып алудың қажеттігі туындайды. Мақалада келтірілген «жер қойнауынан пайдалы қазылымдардың толық және алыным дәрежесін басқару теориясын жасау» деген пікірмен толық келісуге болмайды. Өйткені, біріншіден, «толық» деген термин кен өндірудің түпкі мақсаты болса, ал «алыным дәрежесі» деген сөздер тіркесі түпкі мақсатқа ұмтылыстағы қол жеткен деңгейді көрсетеді. Олай болса екеуін бірдей мақсат деңгейіне қатар қоюға болмайды. Қазып алынатын блок қорындағы пайдалы қазылымдардың блоктан толық алыным дәрежесін жоғарылатуды мақсат тұтып, құнсыздану деңгейін жоғарылататын болсақ, жоғалым мен құнсызданудың қалыпты көрсеткіштерінің ұтымды шамалары бұзылады

және өнімнің сапасына белгілі дәрежеде нұқсан келтіру арқылы кәсіпорын түптеп келгенде экономикалық зардапқа тап болады. Пайдалы қазылымдарды толық алыным дәрежесіне есепсіз көтеріп, аясы тар мақсатқа бой алдыруға болмайды. Екіншіден, «сапа қуып» жер қойнауынан пайдалы қазылымдар алынымының көлемін төмендету тиімсіз. Бұл ретте алынбай қалған пайдалы қазылымдар есебінен көтерілген сапа қалыптан тыс жоғалымға жатқан пайдалы қазылымдар құнын ақтамайды. Сондықтан техникалық прогрестің бәрін квалиметрия теориясының ауқымына енгізу – қаншалықты заңды болатыны әзірге беймәлім. Қалай болғанда да квалиметрия теориясы қашан қалыптасқанша талай өзгерістер, талай пікірлер айтылатыны сөзсіз. Әзірге бұл бағытта атқарылған жұмыстарды қадағалап оқып, талдау жұмысын жасауды назардан тыс қалдырмауды қажет етеді. Біздің пікірімізше, тым беріліп сапа қумай технологиялық тізбектегі процестердің нәтижесіне әсер ететін факторларға байланысты туындайтын көрсеткіштерді де есепке алып, сапаны олармен үйлестіру қажет. Сонымен сапаның оптималды сандық мәні кенорны қорын толығырақ алу жағынан да және экономикалық тұрғыдан да жер қойнауындағы пайдалы қазылымдарды ұтымды қазып алудың негізгі шартына сай келуі тиіс.

Қайталанып түзілмейтін табиғи ресурстарды ұтымды пайдалануға қол жеткізу мынадай бір-біріне қарама қарсы екі мақсатты үйлестіруден туындауы қажет. Олар:

1. Табиғи ресурстарды қазу барысында уақыт аясындағы әр сәтте, аз шығынмен, ең жоғары экономикалық пайда алуды қамтамасыз ету;

2. Жер қойнауындағы бар ресурстарды мүмкіншілігінше толығымен пайдалануға қол жеткізу, яғни кенорнын қазуда жер қойнауынан пайдалы қазылымдарды толығымен алу.

Бұл қайшылық түптеп келгенде соңғы өнімнің сапасына келіп тіреледі. Осыған орай бұрын тау-кен ісінде қолданылмай (әсіресе кенорнын жерасты тәсілімен қазуда), соңғы кезде тау-кен техникалық әдебиеттерінде пайда бола бастаған «квалиметрия» терминіне назар аударайық.

Квалиметрия [лат. quails какой, какого качества+... метрия] – область науки, объединяющая методы количественной оценки качества продукции. Біздің пайымдауымызша, оның аудармасы: «Өнімнің сапасын сандық мәнмен бағалайтын әдістерді біріктіретін ғылым саласы». Олай болса, квалиметрия өлшеммен байланысты екен. Ол ғылым мен қолданбалық мәні бар зерттеу жұмыстарында кеңінен және сауатты қолдануды қажет етеді.

Аталмыш іргелі ғылыми зерттеу жұмысын орындау барысында квалиметрия теориясын дамыта отырып, оны дер кезінде орынды пайдалану арқылы жақсы нәтижеге қол жеткізуге болатынын тәжірибе көрсетіп жүр.

Жалпы алғанда сапа пайдалы қазылымдардың пайдаланымдылық-тұтынушылық қасиеттерінің жиынтығын құрайды. Өйткені «өнімнің сапасы», «шикізаттың сапасы», және «жұмыс сапасы» деген ұғымдарды атауға болады. Түптеп келгенде осылардың жиынтығы өндіріс өнімінің ең соңғы тұтынушыларға өткізетін өнім сапасымен сипатталады.

Айталық, жұмыстың сапасы бастапқы шикізаттың сапасымен қосылып өнімнің соңғы сапасын анықтайды:

$$K_{np} = K_c \cdot K_p, \quad (1)$$

мұндағы  $K_{np}$ ,  $K_c$ ,  $K_p$  – тиісінше өнімнің, шикізаттың және жұмыстың сапасы.

Тау-кен жұмысының сапасы – жиынтық ұғым. Ол техникалық, технологиялық және

тау-кен өндірісінің ұйымдастырушылық деңгейінен тұрады да, техникалық-экономикалық көрсеткіштер жиынтығымен сипатталады.

Тау-кен жұмысы арқылы пайдалы қазылымдардың табиғи сапасын жақсартуға болмайтыны белгілі. Бірақ кенорнының әр жерінен қазылып алынатын пайдалы қазылымдардағы пайдалы компоненттердің үлестік мөлшері әртүрлі деңгейде болады және олар әр кезде алынатындықтан байыту фабрикасына берілетін кен ағысындағы пайдалы қазылымдардың үлестік мөлшері құбылмалы болып, байыту фабрикасының жұмысын қиындатады. Соңғы өнімнің сапасы бастапқы пайдалы қазылымдардың табиғи сапасына қарағанда өзгеруін тау-кен жұмысының сапасы ретінде бағалауға болады, яғни ол қол жеткен технологиялық – экономикалық көрсеткіштер арқылы анықталады.

Қоймадағы кенді біркелкілеудің өзіндік қиындығы да бар. Өйткені, зерттеу нәтижесі көрсеткендей, қоймаланған кен кесектерінің көлемдері әртүрлі болатындықтан, олар қоймалау барысында көлеміне қарай іріктеледі де, металдың үлестік мөлшері барлық жерде бірдей болып, күтілетін тиімділікті ойдағыдай бере қоймайды.

Әрине, жоғарыда көрсетілген кенді біркелкілеу туралы шаралар тұтынушылардың талабын орындауды ойдағыдай дәрежеде қамтамасыз етеді деуге мүлде болмайды, дегенмен де олар ең негізгі және бірінші қатардағы шараларға жатады. Оларды орындау айтарлықтай күрделі қаржыны қажет етпейді. Сонымен қатар кен байыту фабрикасы мен металлургиялық өңдеу көрсеткішін жақсартып, олардың жұмыстарының экономикалық тиімділігін арттырады.

Тау-кен жұмыстарын дұрыс жүргізбеу салдарынан болатын қалыптан тыс жоғалымдар кенорнының қазып алынатын учаскелерінде қазу жүйелерінің тау-кен техникалық жағдайларына сәйкес келмеуінен, нендей бір өндіру технологиясының жобамен белгіленген параметрлерінен ауытқуынан, тау-кен жұмыстарын жүргізу технологиясының орындалу барысында бірізділіктің сақталмауынан, тау-кен жұмыстарын жүргізгенде кен мен бос жыныстардың физикалық-механикалық қасиеттерін ескермеуден және т.б. себептерден пайда болуы мүмкін.

Кен қазу жұмыстарын жедел жоспарлауда жалпы кенорнына белгіленген сапашарт параметрлерін тау-кен геологиялық, технологиялық және экономикалық жағдайларды ескермей ұзақ (5-40 жыл) уақыт бойы күнделікті және барлық кенорындарында қолдану нәтижесі пайдалы қазылымдардың не қалыптан тыс (үстеме) жоғалымға, немесе өзін ақтамайтын барланған қордың жұтаң бөлігіне қаржы мен еңбек жұмсауға әкеп соғады. Нәтижесінде тау кен кәсіпорындарының техникалық-экономикалық көрсеткіштері төмендейді, пайдалы қазылымдардың толық алынуы, кенорнының сапалы қазылуы нашарлайды.

Халық шаруашылығының шикізатқа деген мұқтажын қанағаттандыру шешуші маңызға ие болатыны белгілі. Осы мақсатқа жетудің бірден-бір жолы кеннің жоғалымын азайтып, оның сапасын арттыру болмақ. Сонымен қатар кенорнын жерасты тәсілімен толық және тиімді қазып алу үшін тек қана жер қойнауының табиғи байлығын ғана емес, оны қазып алу мен ұқсатуға жұмсалатын қаржы, еңбек және материалдық ресурстарды да тиімді пайдалану қажет.

Сондықтан пайдалы қазылымдарды қазу мен ұқсату кезінде оларды толығырақ алу ғана емес, алынған өнім сапасының жоғары болуы да аса өзекті мәселе екені айтпаса да түсінікті.

Әдетте бір тонна дайын металл алу нәтижесінде барлық жоғалымнан келетін

шығынның едәуір бөлігі кенорнын қазып алу жұмысының үлесіне тиеді. Оны 1 тонна дайын металл алуға әрбір сатыда (кен қазып алу, кен байыту және металлургиялық өңдеуге) жұмсалатын қаржы шығынынан байқауға болады.

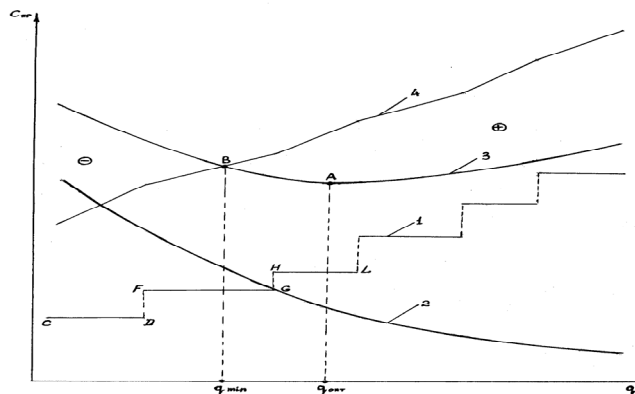
Кен қазып алу мен ұқсату барысында жоғалымның жоғары деңгейде болуының және оның құнсыздануының негізгі себептеріне мыналар жатады:

- кенорнның геологиялық құрылымының жете зерттелмеуі;
- көпшілік жағдайда кенорындарындағы пайдалы қазылымдарды халық шаруашылығы мүддесіне сай толығырақ алу қажеттігін ескермей, кен жоғалымы кәсіпорынның мүддесіне сай, тиімді болған кезде оларды толық қазып алуға кәсіпорындар ынтасының бәсеңдеуі;
- кен қазу мен ұқсату барысында жобалауда көрсетілген технологиялардың бұзылуы;
- кенорындарының ерекшеліктері мен тау-кен геологиялық жағдайларына қазіргі қолданылып жүрген қазу жүйелері талаптарының сәйкес келмеуі;
- пайдалы қазылымдарды жер қойнауынан алу барысында халықшаруашылығы мен жеке кәсіпорын мүдделерін бірдей қанағаттандыратын жоғалым мен құнсыздану деңгейлерін анықтайтын жалпыға бірдей әдістеменің жоқтығы;
- кеннің жоғалымы мен құнсыздануын қалыпқа келтіретін және анықтайтын әдістемелердің жетілдірілмеуі.

Бізге белгілі болғандай, кенорындарын жерасты тәсілімен қазу жұмыстарымен айналысатын ғалымдар және өндіріс мамандарының ғылыми еңбектерінде квалиметрия теориясына айрықша назар аудару жоқтың қасы. Бірақ кенорындарын жерасты тәсілімен қазу жұмыстарын жетілдіруде квалиметрия теориясына қатысты ғылыми еңбектер мүлде жүргізілмеді немесе қолданыстан тыс қалды деген жаңсақ пікір туындамауы керек. Олай дейтініміз осы іргелі ғылыми-зерттеу жұмысын орындаудың бірінші кезеңінде квалиметрия теориясы туралы жарық көрген еңбектер талданған. Нәтижесінде қайталанып түзілмейтін табиғи ресурстарды ұтымды пайдалануға қол жеткізу бір-біріне қарама-қарсы екі мақсатты үйлестіруден туындайтыны анықталды.

Осы сияқты кен өндірудегі қазу мен ұқсату технологиясының тізбегінде кездесетін технологиялық процестерде, мысалы, блок қорын қазып алуға дайындау сұлбасын, кен қопаруға қолданылатын жарылғыш заттарды, бұрғылау станоктарын, ұңғымалардың кен массивінде параллель немесе желпуіш тәрізді тарамдалып орналасуының тиімдісін, ұңғымалардың оңтайлы диаметрлерін және тағы сол сияқты әрбір тау-кен жұмысы тәсілдерінің соңғы өнімнің сапасына байланысты өткізу бағасына ықпал ететін оңтайлы вариантын таңдауға қол жеткізетін ғылыми дәлелденген әдістемелерді қолдану өнімнің сапасын жоғарылататын әсерлі жолдардың бірі болып саналады. Яғни қолданыстағы техника мен технологияның барлық мүмкіншілігін барынша пайдалану жолдарын дәлелдей түседі.

Аталмыш жұмыста кенорындарынан жерасты тәсілімен кен қазып алу жұмысының ерекшеліктеріне бейімдеп, пайдалы қазылымдардың сапасына байланысты оның оңтайлы және қазып алуға тиімді немесе шығын келтірмейтін ең төменгі мәндерін табуға арналған әдістемеліктің принципі берілді.



1-сурет – Кенорнын жерасты тәсілімен қазу барысында пайдалы қазылымдар сапасының өзгеруіне байланысты өндіруге тиімді ең төменгі мәнін анықтау әдістемесі: 1 - кен қазуға жұмсалған қаржының өзгеру үрдісі; 2 - кенді ұқсатуға жұмсалған қаржының өзгеру үрдісі; 3 - қазу мен ұқсатуға жұмсалған қаржылар қосындысының өзгеру үрдісі; 4 - соңғы өнімнің өткізу бағасы (алыным құндылығы)

1-суретте ордината осінің бойына кен өндіру барысында орындалатын қазу мен ұқсату жұмыстарына жұмсалатын қаржы мен соңғы өнімнен алынатын құндылықтың ақшадай көрінісі салынған. Абсцисса осінде жер қойнауынан өндірілетін минералды шикізат сапасының өсу үрдісі берілген. 1-суреттегі бірінші (1) сынық сызықтар сапаға байланысты қолданылатын қазу жүйелеріне жұмсалатын қаржының өзгерісін көрсетсе, ал екінші (2-ші) қисық сызық ұқсатуға жұмсалатын қаржының өзгерісін білдіреді. Келтірілген 1-ші және 2-ші сызықтардың өзгеру үрдісінің сипаттауына келсек, бірінші сынық сызықтар жер қойнауынан өндірілетін пайдалы қазылымдардың сапасы өскен сайын, басқа жағдайлары (тау-кен геологиялық) бірдей болып келгенде, қазу жұмысына жұмсалатын қаржының көлемі де өсе беретінін көрсетеді. Өйткені кен ішіндегі пайдалы компоненттердің үлестік мөлшері аз, жұтаң кендерді қазуға әдетте оның жоғалымы мен құнсыздану деңгейлерінің жоғары болуына жол беретін қазу жүйелері қолданылады да, ал шикізат сапасы жоғарылаған сайын техникалық-экономикалық көрсеткіштерінің (жоғалым, құнсыздану, өзіндік құн, еңбек өнімділігі т.б.) оңтайлы арақатынасына сай келетін басқа қазу жүйелері бірін-бірі ауыстырып отырады. Айталық, пайдалы қазылымдар ішінде металдың үлестік мөлшері шағын, жұтаң кендерді қазуға өнімділігі жоғары, қазу жұмысына жұмсалатын қаржы шығыны басқа қазу жүйелерімен салыстырғанда біршама төмен болатын блокты еріксіз қопарып қазу жүйесі қолданылады. Ол 1-суретте CD, FG сызықтарына сәйкес келеді. HL және басқа сызықтар кенорнын қабатты қопарып қазу жүйесі кені алынған кеңістікті толтырмалап қазу жүйесі сияқты кен жоғалымы мен құнсыздану деңгейлері төмен болатын қазу жүйелері қолданылады. Екінші қисық сызық ұқсатуға жұмсалатын қаржының көлемі пайдалы қазылымдар сапасы өскен сайын керісінше азая беретіндігін көрсетеді.

Жер қойнауынан қазылып алынатын пайдалы қазылымдар сапасы жоғарылаған сайын біріне-бірі кереғар өзгеретін екі сызықтың (1-ші және 2-ші) тиісінше ординатадағы мәндерін қосу арқылы үшінші (3-ші) қосынды қисық сызық алынады. Ал осы қосынды қисық сызыққа жанама етіп, абсцисса осіне параллель түзу сызық жүргізіп, А нүктесі

табылады. А нүктесінен абсцисса осіне перпендикуляр түсіру арқылы жоғарыда айтылған қазу және ұқсату жұмыстарына жұмсалатын қаржылардың ең төменгі мәніне сәйкес келетін пайдалы қазылымдар сапасын анықтауға болады. Бірақ 3-ші қосынды қисық сызық арқылы табылған А нүктесі, яғни жұмсалған қаржының оңтайлы мәні мен соған сәйкес келетін пайдалы қазылымдар сапасы, шикізат қорларын жер қойнауынан толығырақ және тиімді алуды қамтамасыз етеді деуге негіз жоқ. Олай дейтініміз жоғарыда айтылған қаржы шығынан басқа, жер қойнауынан алынатын пайдалы қазылымдардың табиғи сапасына байланысты өнім құндылығының өзгеру үрдісін білу қажет. Мұны ескермей соңғы өнімді тұтынушыларға өткізу нәтижесінде алынатын пайданың ең жоғарғы мәнін анықтау мүмкін емес. Сонымен қатар өнімді өткізу нәтижесінде алынатын пайданың оңтайлы мәнінің болуы да, болмауы да мүмкін. Айталық, 8-суретте келтірілген 1-ші, 2-ші, 3-ші және 4-ші сызықтардың өрбу үрдісі шындыққа жанасады деп қарайтын болсақ, онда мұндай жағдайда кен өндіру нәтижесінде алынатын пайданың оңтайлы мәнінің болмауы ғажап емес. Түптеп келгенде жоғарыда аталған сызықтардың өрбу үрдісінің мәндеріне байланысты өндіруден алынатын пайданың сандық мәні пайдалы қазылымдардың сапасы артқан сайын жоғарылау, бірқалыпты болуы немесе төмендеу үрдісімен өзгеруі мүмкін. Егер өнімнен алынатын пайданың деңгейі төмендеу үрдісімен өзгертін болса, онда оның оңтайлы мәнін табуға болады және пайдалы қазылымның сапасы жоғары болғанымен оны қазу мен ұқсатудың қолайсыз, қиындығына байланысты тиімсіз шегінің болуын да жоққа шығаруға болмайды.

3-ші және 4-ші сызықтардың пайдалы қазылымдар сапасының төмендеу үрдісі жалғасқан сайын бір-біріне жақындайды да, қиылысқан «В» нүктесіне тұспа-тұс келетін кенорнының барланған қорының өндіруге жарамды, зиян шектірмейтін, бірақ пайда да бермейтін ең төменгі сапасын көрсетеді. Осы екі (3-ші мен 4-ші) сызықтардың «В» нүктесінің сол жағындағы және оң жағындағы жатқан бөліктерінің арасын үзік сызықтармен қоссақ, «В» нүктесінің сол жағында (–) және оң жағында (+) таңбалары бар үздік сызықпен көрсетілген екі алаңды аңғаруға болады. Оң жағындағы (+) таңбасы бар алаң жер қойнауында осы кенорнындағы барланған қордың есепке алынған бөлігін өндіріске тарту нәтижесінде минералды шикізат сапасына байланысты алынған пайданың өзгеру үрдісін көрсетсе, «В» нүктесінің сол жағында жатқан (–) таңбасы алаңда орналасқан есептен тыс қорды іске қосу барысында тартатын зиянды білдіреді.

#### Әдебиеттер тізімі

1. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. – М.: Недра, 1975. – 224 с.
2. Фейтельман Н.Г. Экономическая эффективность затрат на подготовку минерально-сырьевой базы СССР. – М.: Наука, 1969. – 256 с.
3. Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. – Алма-Ата: Наука, 1969. – 606 с.
4. Гличев А.В. Измерение качества продукции. Вопросы квалитетрии. – М.: Изд. Госстандарта СССР, 1971. – 258 с.
5. Бектыбаев А.Д. Экономический ущерб от потерь полезных ископаемых // Комплексное использование минерального сырья. – 1983. - № 3. – С. 12-16.
6. Бектібаев Ә.Д. Кен өндіру технологияларын бағалау мен тандау / Ә.Д. Бектібаев, А.Ә. Бектібаев. – Алматы: Ғылым. – 2003. – 210 б.
7. Бектыбаев А. Кен қазудағы жоғалым мен құнсыздану (теория, экономика, зардаптар) / А. Бектыбаев, Д. Мусин, А. Бектыбаев. – Алматы: Ғылым, 2000. – 210 б.
8. Нұршайықова Г.Т. Кен қазу пәнін оқытудың сапасын жетілдіруге қосымша түсініктеме // Горный

журнал Казахстана. – Алматы. – № 4. – 2008. – С. 27-29.

9. Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. – Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 329 с.

10. Снетков В.И. О статических методах в квалитетической оценке месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерия и недропользование. – 2005. – № 4. – 34 с.

27.05.09 кабылданды

УДК 622.4

**Д.Т. Окасов, Г.Т. Нуршайыкова**  
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

#### ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПДК В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ ПРИ РАБОТЕ МАШИН С ДВИГАТЕЛЯМИ ВНУТРЕННЕГО СГОРАНИЯ

На подземных рудниках при погрузке, доставке и транспортировке горной массы широко применяют самоходное оборудование с приводом от двигателей внутреннего сгорания (ДВС) [1] благодаря своей мобильности, маневренности и автономности (независимости от внешних источников энергии).

В связи с расширением применения самоходных дизельных машин на подземных работах проблема загрязнения рудничной атмосферы становится всё более актуальной [2].

Обеспечение нормального состава рудничного воздуха производится путем разбавления вредных компонентов выхлопа до ПДК. При работе машин с ДВС в подземных выработках отработавшие газы выделяются непосредственно на рабочих местах, вынос газов на исходящую струю в междусменный перерыв, как это происходит при взрывных работах, практически не осуществим. По этой причине определение необходимого количества воздуха для обеспечения ПДК на рабочих местах является основной и наиболее сложной задачей при работе самоходных машин с ДВС в горных выработках.

В отечественной и зарубежной практике борьба с отработавшими газами, поступившими в рудничную атмосферу, осуществляется путем подачи в выработки свежего воздуха в объёме, достаточном для статического разбавления вредных компонентов выхлопа до ПДК. Количество воздуха для проветривания можно определить двумя способами: по нормам расхода воздуха на единицу номинальной мощности двигателя и по статическому разбавлению вредных компонентов до ПДК.

В практике наибольшее распространение получил первый, наиболее простой способ расчёта количества воздуха.

Однако из-за отсутствия зависимости между составом, количеством и концентрацией газов расчёты не дают достоверных результатов.

В настоящей статье предпринята попытка проанализировать и усовершенствовать существующие методики расчёта количества воздуха для проветривания горных выработок.

Действующее на территории Республики Казахстан «Временное методическое пособие по расчёту количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт» [3], позволяет определить количество воздуха для проветривания обоими способами.

Расчет количества воздуха  $Q$  ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) для проветривания по выделению выхлопных газов при работе самоходного оборудования (расчет по статическому разбавлению вредных

компонентов выхлопа до ПДК. *Примеч. авт.*) определяется по формуле [3, пункт 2.3]:

$$Q = q_{в.г.} \cdot K_p \cdot K_n \cdot K_o \cdot m, \quad (1)$$

где  $q_{в.г.}$  – общее количество выхлопных газов, выделяемых двигателем,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;

$K_p$  – коэффициент разбавления вредных газов, выделяемых двигателем;

$K_n = 1,2$  – коэффициент неравномерности газовыделения;

$K_o$  – коэффициент одновременности работы машин с ДВС, принимается равным 1; 0,9 и 0,85, соответственно, при одновременной работе одной, двух, трёх и более машин;

$m$  – суммарная мощность ДВС самоходных машин, одновременно работающих в забое (кВт, л.с.);

$$q_{в.г.} = (\sum C \cdot V_{в.г.}) / (100(\sum C_{ПДК} \cdot t_p)), \quad (2)$$

где  $\sum C$  – фактическая суммарная концентрация каждого вредного компонента в выхлопных газах по объёму в % (принимается по оксидам азота и оксиду углерода);

$\sum C_{ПДК}$  – сумма ПДК оксидов азота ( $\text{NO}_x$ )=0,0001 % и оксида углерода (CO)=0,0016 %;

$V_{в.г.}$  – объём выработки, где работает самоходное оборудование,  $\text{м}^3$ ;

$t_p$  – время рейса движения машины с ДВС, с.

Если полученное по приведенной формуле количество воздуха ниже нормативного, то в расчет принимают  $5 \text{ м}^3/\text{мин}$  на л.с. мощности ДВС [3], т.е. расчет по формуле (1) производят по нормам расхода воздуха на единицу номинальной мощности двигателя.

Детальный анализ формулы (1) и её элементов позволяет отметить некоторые её недостатки:

1. Если подставить в формулу (1) её элементы с указанными размерностями, то размерность рассчитываемого количества воздуха  $Q$  будет выражаться в  $\text{м}^3/\text{с} \cdot (\text{кВт}, \text{л.с.})$ , а не в  $\text{м}^3/\text{сек}$ .

2. Общее количество выхлопных газов, выделяемых двигателем  $q_{в.г.}$ , рассчитываемое по формуле (2), не зависит от технических характеристик (мощности, расхода топлива, КПД, типа или модификации) двигателя машины. При расчете  $q_{в.г.}$  по формуле (2) для двигателей разной мощности при равных показателях  $\sum C$ ,  $V_{в.г.}$ ,  $\sum C_{ПДК}$ ,  $t_p$  значения  $q_{в.г.}$  будут одинаковыми. Однако в реальных условиях у машин, имеющих двигатели различной мощности и различный расход топлива, КПД, модификацию, количество отработавших газов, выбрасываемых за равный промежуток времени, не может быть одинаковым.

По этим причинам данная методика расчета даёт лишь приближенные значения необходимого количества воздуха.

На современном этапе развития горной техники и горного производства возможно определение удельных выбросов вредных веществ ДВС. Нормирование выбросов уже принято в высокоразвитых странах мира (США–ЕРА, 1995 г.; страны ЕС –EURO-I, 1994 г.; EURO-II, 1997 г.), занимающихся производством и поставкой горных машин на рынок Казахстана [4]. В Республике Казахстан существуют ГОСТы [5, 6] для расчета удельных выбросов основных токсичных веществ отработавших газов дизелей, с помощью которых можно определить удельные выбросы дизельных ДВС. При поставке самоходного дизельного оборудования на рудники Республики Казахстан поставщик в соответствии с Инструкцией [7] обязан указать концентрацию и количество отработавших газов во всех областях рабочих режимов двигателя. Учитывая это, удельные выбросы, концентрацию токсичных веществ и количество отработавших газов во всех областях рабочих режимов двигателя можно выразить через следующую зависимость,  $e$  (кВт·ч):

$$e = C \cdot q_{уд.}, \quad (3)$$

где  $C$  – концентрация токсичного компонента в отработавших газах на определённом ре-



жиме работы ДВС, г/м<sup>3</sup>;

$q_{уд.}$  – удельное количество отработавших газов, кВт·ч, на определенном режиме работы ДВС, определяемое по формуле

$$q_{уд.} = q_{ог.}/N, \quad (4)$$

где  $q_{ог.}$  – количество отработавших газов, выбрасываемое двигателем на определенном режиме работы, м<sup>3</sup>/ч;

$N$  – мощность, развиваемая двигателем на определенном режиме работы.

Производить расчеты удельных выбросов токсичных компонентов отработавших газов по формулам (3) и (4) необходимо в том случае, если в эксплуатационной документации на машину отсутствуют данные об удельных выбросах ДВС.

Фирмы, поставляющие подземное дизельное оборудование в РК, могут представить значения удельных выбросов с паспортными данными на двигатель, а также сообщить, какому стандарту страны-производителя соответствует данный двигатель по выхлопу.

Учитывая изложенное, ниже описан предлагаемый расчет количества воздуха, необходимого для проветривания горных выработок по фактору разбавления отработавших газов, не имеющий недостатков двух предыдущих методов расчёта и учитывающий количество токсичных компонентов отработавших газов и их ПДК. Цель предлагаемого расчета – повышение точности определения количества воздуха, необходимого для обеспечения ПДК токсичных компонентов выхлопа в воздухе горных выработок.

Ниже приведен расчет количества воздуха, необходимого для проветривания горных выработок на определенном режиме работы ДВС.

Основным токсичным компонентом для определения потребного количества воздуха  $Q$  являются оксиды азота [8]. Эффективность применяющихся нейтрализаторов отработавших газов по оксидам азота равно нулю, их содержание до и после газоочистки одинаково [7, 9, 10, 11]. Поэтому предложенный ниже расчет основывается на удельных выбросах оксидов азота ДВС.

Количество подаваемого в рабочую зону воздуха,  $q$  (м<sup>3</sup>/с), равно

$$q = N \cdot n = k \cdot N_e \cdot n, \quad (5)$$

где  $k$  – коэффициент загрузки ДВС на определенном режиме работы, равный  $N/N_e$ ;

$N_e$  – номинальная мощность ДВС, кВт;

$n$  – удельное количество свежего воздуха, обеспечивающее снижение концентрации вредных веществ в рудничной атмосфере до санитарных норм, м<sup>3</sup>/(с·кВт).

Согласно Инструкции [7], в выработки и на участки, где работают машины с ДВС, должен подаваться свежий воздух в количестве, обеспечивающем снижение концентрации вредных продуктов выхлопа в рудничной атмосфере до санитарных норм, но не менее 5 м<sup>3</sup>/мин на 1 л.с. номинальной мощности дизельных двигателей и 6 м<sup>3</sup>/мин номинальной мощности бензиновых двигателей.

Однако нормативное значение 5 и 6 м<sup>3</sup>/мин на 1 л.с. отличается от фактически необходимого значения  $n$ , которое колеблется в широких пределах от 1,8 до 13,6 м<sup>3</sup>/мин воздуха на 1 кВт номинальной мощности двигателя [12, 13].

В связи с вышеизложенным удельное количество воздуха  $n$ , м<sup>3</sup>(л.с.·мин), обеспечивающее снижение концентрации вредных веществ выхлопа в рудничной атмосфере до санитарных норм, предлагается описывать уравнением, увязывающим удельные выбросы выхлопа и ПДК токсичных компонентов отработавших газов.

$$n = eNO_x / ПДКNO_x, \quad (6)$$

где  $eNO_x$  - удельные выбросы  $NO_x$  на определенном режиме работы ДВС, г/л.с.·мин.

В таблице приведены значения удельного количества свежего воздуха для обеспечения ПДК токсичных компонентов выхлопа в горных выработках некоторых стран мира.

Подставив указанные значения в формулу (6), получим:

$$nNO = 1,5 \text{ м}^3/\text{л.с.} \cdot \text{мин};$$

$$nNO_2 = 0,8 \text{ м}^3/\text{л.с.} \cdot \text{мин}.$$

Приняв, что оксид и диоксид азота оказывает однонаправленное действие на человеческий организм, получим, что потребное количество воздуха в США для обеспечения ПДК составит  $2,3 \text{ м}^3/\text{л.с.} \cdot \text{мин}$  ( $1,5 + 0,8 = 2,3$ ).

На рис. показаны значения удельного количества воздуха, подаваемого на 1 л.с. в минуту, для обеспечения ПДК в горных выработках разных стран при работе дизелей, определенные по формуле (6).

Из анализа табл. и рис. 1 следует, что результаты, полученные по формуле (6) для Республики Казахстан и России, превосходят показатели других стран в несколько раз. Это объясняется тем, что в странах, указанных в табл. (кроме Республики Казахстан и России), значения ПДК в несколько раз выше, чем в РК и России, то есть менее жесткие.

Если сравнить значение  $n = 17,2 \text{ м}^3/\text{мин}$  на 1 л.с. для РК и России с нормативным  $5 \text{ м}^3/\text{мин}$  на 1 л.с., то оно в 3,4 раза больше. В 1972 году В.И. Смайлис в книге «Малотоксичные дизели» отмечал, что норматив подачи свежего воздуха не может обеспечить ПДК токсичных компонентов отработавших газов в рудничной атмосфере даже при использовании малотоксичных дизелей и наиболее эффективных способов обезвреживания отработавших газов [14].

Таблица

Удельное количество свежего воздуха для обеспечения ПДК  
токсичных компонентов выхлопа

Страна	Исходные данные для расчёта			Полученный результат	
	$eNO_x$ , $г/(кВт\cdot ч)$ (г/л.с.·мин)	ПДК $NO_x$ , % объёма ( $г/м^3$ )		$n$ , $м^3/(кВт\cdot мин)$	$n$ , $м^3/(л.с. \cdot мин)$
		NO	NO <sub>2</sub>		
Казахстан	7 (0,086)	0,00026 (0,005)		23,3	17,2
Россия	7 (0,086)	0,00026 (0,005)		23,3	17,2
Англия	7 (0,086)	0,00092 (0,017)		6,8	5,1
Германия	7 (0,086)	0,00055 (0,01)		11,7	8,6
Чехия	7 (0,086)	0,0017 (0,032)		3,6	2,7
Канада	7 (0,086)	0,0005 (0,0095)		12,2	9,1
Швеция	7 (0,086)	0,002 (0,038)		3,0	2,2
Финляндия	7 (0,086)	0,0005 (0,0095)		12,2	9,1

США	6,4 (0,079)	0,0025 (0,047)	0,0005 (0,0095)	3,1	2,3
-----	-------------	-------------------	--------------------	-----	-----

Примечания:

1.  $eNO_x = 7$  г/ кВт·ч принято по EURO-II (1997 г.) для стран, применяющих европейское оборудование.

2.  $eNO_x = 6,4$  г/ кВт·ч принято по EPA (1995 г.) для США.

3. В США нормируются NO и NO<sub>2</sub>. Если принять, что в отработавших газах содержатся 90 % NO и 10 % NO<sub>2</sub> от общего количества NO<sub>x</sub> [8], то удельное количество выбросов NO и NO<sub>2</sub> равно:

$$eNO = 0,9 \cdot 0,079 = 0,071 \text{ г/л.с.} \cdot \text{мин.},$$

$$eNO_x = 0,1 \cdot 0,079 = 0,0079 \text{ г/л.с.} \cdot \text{мин.}$$

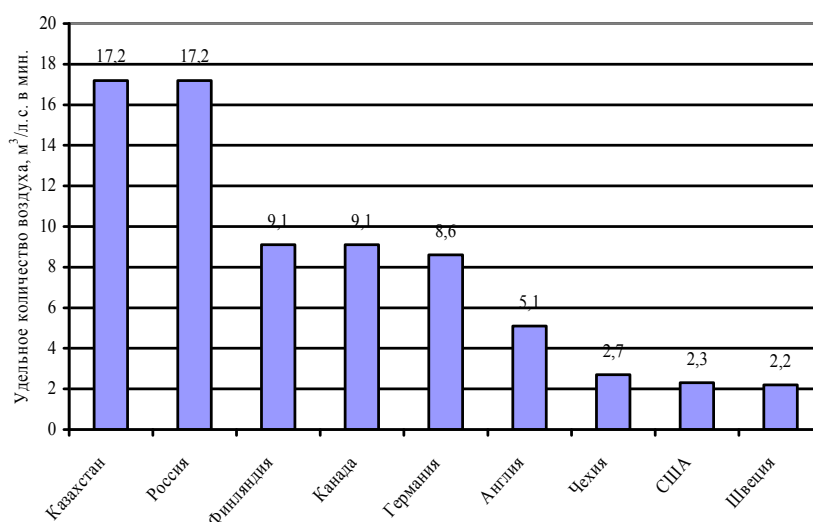


Рисунок 1 – Удельное количество воздуха, подаваемое на 1 л.с. в минуту для обеспечения ПДК в горных выработках разных стран, при работе дизелей

Возникает вопрос, как обеспечивается ПДК в горных выработках на рудниках, в которых воздух подается из расчёта 5 м³/мин на 1 л.с. номинальной мощности ДВС. Практика показывает, что самоходные машины только часть рабочего времени эксплуатируются на номинальной мощности. Поэтому для обеспечения ПДК в горных выработках при расчёте по фактическому выделению отработавших газов при одновременной работе машин требуется в 5,5–6,6 раза меньшее количество свежего воздуха, чем при одновременной работе всех машин с ДВС на номинальной мощности [15]. Этим объясняется обеспечение ПДК в горных выработках при работе ДВС в режиме загрузки до  $0,34 \cdot N_e$ , ( $k < 0,34$ ) и превышение ПДК при работе ДВС в режиме  $(0,34 \div 1,0) N_e$  при  $k = 0,34 \div 1,0$ .

Учитывая вышеизложенное, в формуле (5) введен коэффициент загрузки ДВС на определенном режиме работы  $k$  и  $eNO_x$  – удельные выбросы NO<sub>x</sub> для этого же режима работы ДВС, что позволяет определить точное количество воздуха, необходимого для обеспечения ПДК в горных выработках при работе самоходных машин с ДВС.

При работе в одной горной выработке нескольких машин количество воздуха, необходимого для проветривания, рассчитывается для каждой отдельно, а затем суммируется с учётом  $K_0$  – коэффициента одновременности работы машин с ДВС.

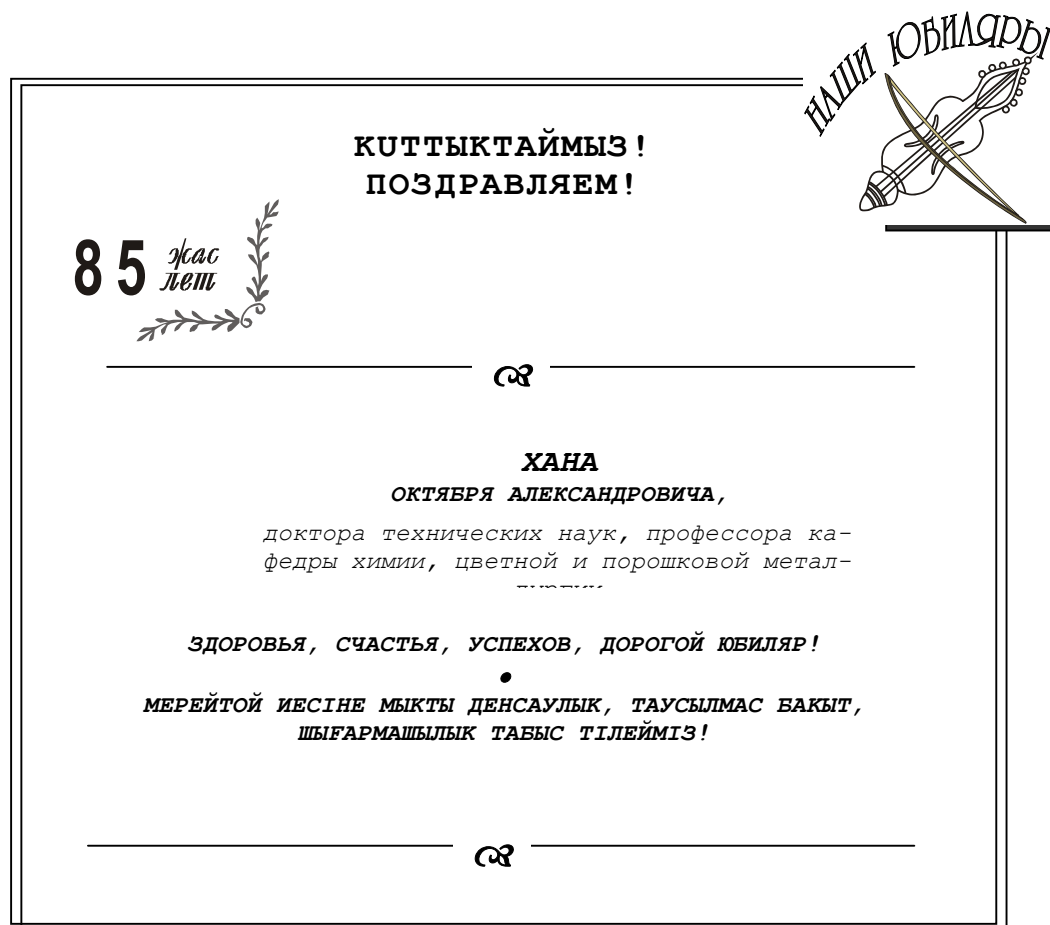
Необходимо отметить, что значения  $n$ , приведенные в табл. и на рис. 1, получены для нормативных показателей  $eNO_x$  по EURO-II (1997 г.) и EPA (1995 г.). Если фактические значения  $eNO_x$  применяемых ДВС меньше нормативных, то значения  $n$  будут меньше. Однако для двигателей самоходных машин, применяющихся на рудниках Республики Казахстан, фактические показатели  $eNO_x = 6,77 \div 9,03$  г/(кВт·ч) [4], поэтому значения  $n$  для Республики Казахстан ( $ПДКNO_x = 0,005$  г/м<sup>3</sup>) могут колебаться от 16,6 до 22,1 м<sup>3</sup>/(л.с.·мин).

При определении количества воздуха для проветривания рудника на стадии проектирования необходимо исходить из наиболее тяжелых условий работы, неблагоприятных по обеспечению санитарных норм (ПДК) в горных выработках. Для этого в формулах (3), (5) и (6) необходимо принимать максимальные значения  $eNO_x$ ,  $CNO_x$  при работе ДВС на номинальной мощности и с максимальным количеством отработавших газов.

#### Список литературы

1. Временные методические указания по контролю за эксплуатацией дизельных двигателей и систем очистки отработавших газов горных машин на карьерах и подземных рудниках цветной металлургии СССР (Согласованы с Госгортехнадзором СССР). – Дзержинск, 1984. – 41 с.
2. Kalabin G. V. Theoretical and practical methods of investigating the qualitative and quantitative content of exhaust gases liberated by diesel equipment (Теоретические и практические методы исследования количественного и качественного содержания выхлопных газов, выделяемых дизельным оборудованием) / G.V. Kalabin, S.I. Mazukhina, V.Ph. Miskin // 3rd Int. Mine Vent. Congr. Harrogate, 13-19 June, 1984, London, 1984, 391-395. ISBN 0-900-488-76-X GB (англ.).
3. Временное методическое пособие по расчёту количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт (Рассмотрено коллегией Госгортехнадзора Казахской ССР 15.03.90. № 3-11. Согласовано с Госгортехнадзором СССР). – Алма-Ата, 1990. – 32 с.
4. Кулешов А.А. Основные направления создания малотоксичных дизелей для горнотранспортной техники / А.А. Кулешов, Л.А. Новиков // Горный журнал. – 2002. – № 11-12. – С. 65-70.
5. ГОСТ 24585-81. Дизели судовые, тепловозные и промышленные. Выбросы вредных веществ с отработавшими газами. Нормы и методы определения.
6. ГОСТ 17.2.2.05-97. Охрана природы. Атмосфера. Нормы и методы определения выбросов вредных веществ с отработавшими газами дизелей, тракторов и самоходных сельскохозяйственных машин.
7. Правила промышленной безопасности при ведении работ подземным способом. Утверждены приказом Министра МЧС РК № 132 от 25.07.2008.
8. Школьников Р.И. Эксплуатация оборудования с дизельным приводом, количество воздуха для проветривания / Р.И. Школьников, Н.С. Свердлова // Безопасность труда в промышленности. – 1978. – № 2. – С. 51-53.
9. Временное руководство по контролю состава воздуха подземных рудников (Согласовано с Госгортехнадзором СССР). – М., 1983. – 87 с.
10. Жуков Г.И. Нейтрализация отработавших газов на подземном самоходном оборудовании и карьерном транспорте // Горный журнал. – 1996. – № 7-8. – С. 86-88. (2.9)
11. Lawson A. Emission control of underground diesels (Способы борьбы с эмиссиями токсичных продуктов выхлопа подземных дизельных машин) // Proc. 73-rd Annu. Meet., Montreal, June 22-27, 1980. Vol. 1., Pittsburgh, Pa, s. a., 2.6/3-2.6/16. ISSN 0193-9788 US (англ.).
12. Ramani R. V. Atmospheric environmental planning (Оценка состояния рудничной атмосферы), (Место хранения ГПНТБ СССР) // Comput. Meth. 80's Miner. Ind., New York, N. Y., 1979, 497-505 (англ.).
13. Никитенко Г.В. Особенности применения самоходной дизельной техники в горнорудной промышленности / Г.В. Никитенко, Я.Д. Паршин // Снижение токсичности отработавших газов двигателей внутреннего сгорания. – М., 1982. – С. 17-23. Библиогр. 12 назв. (Деп. в ЦНИИТЭИтракторсельхозмаше 13.07.82. – № 293.) 6.
14. Смайлис В.И. Малотоксичные дизели. – Л.: Машиностроение, 1972. – 128 с.
15. Жалин Н.И. Особенности выделения и разбавления выхлопных газов рудничных дизельных машин // Сб. тр. ВНИИцветмет, 1975. – № 25. – С. 142-145.

Получено 20.07.09



УДК 669.43

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

**РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРА С ПРИКАТЫВАНИЕМ КАТОДНОЙ ГУБКИ ДЛЯ  
ВЫДЕЛЕНИЯ СВИНЦА ИЗ АЗОТНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ**

В современной металлургии свинца применяются пирометаллургические способы производства, причем доминирующее положение занимает технология шахтной плавки агломерационных сульфидных свинцовых концентратов [1], оборотных окисленных и сульфатсодержащих промпродуктов (пыли, кеки, съемы рафинирования свинца). Удельный вес выплавки свинца в шахтных печах в СНГ составляет около 97 %, в развитых и развивающихся странах - 87 % и 9,3 % - в печах «Империл смелтинг».

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

- необходимость применения сложных энергоемких процессов подготовки сырья к плавке (шихтоподготовка, агломерация), которые сопровождаются значительными выбросами вредных веществ в атмосферу;
- низкий коэффициент использования сырья, не превышающий 40 %;
- большой объем отходящих технологических газов (около 40 тыс. нм<sup>3</sup> на 1 т выплавленного свинца) и вентиляционных выбросов (свыше 100 тыс. нм<sup>3</sup> на 1 т свинца).

Одним из направлений в решении этих задач является разработка технологии извлечения свинца из свинецсодержащих концентратов гидрометаллургическим способом.

В результате исследований, направленных на извлечение свинца гидрометаллургическим способом из азотнокислых растворов, были изучены некоторые электрохимические свойства азотнокислых растворов нитрата свинца, на основании которых выданы рекомендации к проектированию электролизеров с автоматическими устройствами по предотвращению коротких замыканий.

При проектировании аппаратуры для электролитического выделения свинца из нитратных растворов основной трудностью является то, что на катоде выделяется губчатый металл. Попытки получить компактный свинец, варьируя условия электролиза и состав электролита, не дали экономически приемлемых результатов. Поэтому исследования проводились в направлении изыскания оптимальной конструкции электролизеров с получением на катоде губчатого металла. При этом к аппарату выдвигались следующие требования:

- предотвращение возможности контакта между катодным и анодным продуктами, что позволит избежать коротких замыканий и обратного растворения продуктов электролиза;
- получение в процессе электролиза отработанного электролита с кислотностью не менее 50 г/л по азотной кислоте, что соответствовало бы полной регенерации раствора для выщелачивания свинца из исходного сырья;
- выход по току должен составлять не менее 150 % в пересчете на одноэлектродный процесс;
- обеспечение непрерывности процесса;
- возможность автоматизации обслуживания электролизера.

В ходе исследований разработаны две принципиальные конструкции электролизеров: с прикатыванием катодной губки к поверхности катода и получением псевдокомпактного металла и с автоматическим удалением катодной губки на вращающихся электродах. Как те, так и другие электролизеры позволяют получать выход по току 170-180 % и конечную кислотность отработанного электролита 50-60 г/л по азотной кислоте.

Эффективность использования электрического тока характеризуется величиной выхода по току - долей электрического тока, затраченного на осаждение свинца, от общего количества электричества, прошедшего через ванну. Выход по току рассчитывается по формуле:

$$\eta = \frac{m_{Pb} \cdot 10^5}{3,856 \cdot Q}, \quad (1)$$

где  $\eta$  - выход по току, %;

$m_{Pb}$  - масса свинца, выделившаяся при электролизе, кг;

$Q$  - количество электричества, прошедшее через ванну, А/ч.

Следует отметить, что величина электрохимического эквивалента свинца приведена для случая разряда ионов на одном электроде, в то время как при электролизе свинцово-нитратных растворов на катоде выделяется губчатый свинец по реакции (2), а на аноде происходит окисление ионов свинца до его двуокиси по реакции (3), поэтому величина выхода по току может достигать 200 %:



Выход по току зависит от многих факторов. В данной работе изучены влияние на этот показатель содержания основного металла, свободной кислоты и некоторых сопутствующих свинцу примесей, а также температуры электролита. Также было отмечено, что при длительном ведении процесса выход по току резко снижается, это объясняется возникновением коротких замыканий и началом обратного растворения свинцовой губки в выделяющейся кислоте. Для устранения этого нежелательного явления было предложено два режима ведения процесса:

- 1) с прижатием свинцовой губки к поверхности электрода;
- 2) со снятием губки с электрода и извлечением ее из электролиза.

При проверке режимов периодичность выполнения приемов выбиралась из условия предотвращения коротких замыканий, обусловленных контактом растущих дендритов свинца с анодом. Ранее было замечено, что скорость роста дендритов зависит от условий ведения процесса и, в первую очередь, от катодной плотности тока и концентрации свинца в электролите. В табл. приведены данные по измерению скорости роста дендритов, определенной по длине наиболее крупного кристалла, образованного за заданный промежуток времени в зависимости от этих факторов. Из этих данных видно, что скорость роста дендритов растет с увеличением катодной плотности тока и концентрации свинца в растворе. По ним можно рассчитать периодичность между выполнением приемов для предотвращения коротких замыканий. Например, при концентрации свинца в растворе 150 г/л и катодной плотности тока 400 А/м<sup>2</sup> скорость роста дендритов составляет около 8 см/ч, т.е. при межэлектродном расстоянии 4 см периодичность составит 4:8=0,5 часа.

Условия опытов: температура 20-25 °С, длительность процесса - 10 минут, межэлектродное расстояние – 40 мм. Скорость роста определена по длине самого крупного дендрита.

Таблица

*Скорость роста дендритов свинца в зависимости от концентрации  
и катодной плотности тока, см/ч*

Катодная плотность тока, А/м <sup>2</sup>	Концентрация свинца в электролите, г/л			
	14,8	44,4	74,2	148,4
50	0,5	0,5	0,6	0,6
100	0,5	0,6	1,2	2,4
200	3,0	3,0	3,0	5,4
400	3,6	5,4	7,2	7,8

600	4,8	6,6	7,8	10,8
800	6,0	9,0	9,0	12,0
1000	8,4	10,8	12,6	15,6

Испытания электролитического способа выделения свинца из нитратных растворов с использованием обоих приемов предотвращения коротких замыканий показали, что они позволяют повысить выход по току до 170-180 % при продолжительности процесса более 4-5 часов получить оборотный раствор с кислотностью, требуемой для повторного использования его в производственном цикле (50-60 г/л по азотной кислоте). Однако для практического внедрения этих способов требуется разработка конструкций аппаратов с устройствами для автоматического выполнения таких приемов. Конструкции лабораторных электролизеров с такими устройствами и результаты их испытаний описаны ниже.

Отмечено также, что выход по току зависит и от материала катодов. Были испытаны следующие материалы, используемые в электрохимических производствах: свинец, дюралюминий, титан и нержавеющая хромоникелевая сталь. В ходе испытаний было получено, что для всех материалов, за исключением нержавеющей стали, за первый час работы выход по току составил 180-185 % с последующим снижением до 170-180 %. Для нержавеющей стали выход по току сразу падал до 110-120 %. В соответствии с этими данными, а также учитывая механические свойства, в качестве материалов для приготовления катодов могут быть рекомендованы дюралюминий и титан.

Механическое периодическое прижимание свинцовой губки к поверхности катода позволяет повысить выход по току со 120-140 % при двухчасовом ведении процесса до 170-180 % за счет предотвращения коротких замыканий и обратного растворения свинца. При этом выделяющийся на катоде свинец представляет собой рыхлый, но достаточно плотный слой губчатого металла, состоящий из плотно переплетенных кристаллов различной формы папоротниковообразных дендритов, длинных игл и кубиков. Естественно, что сила сцепления кристаллов между собой зависит от усилия, прилагаемого при прижимании осадка, однако рыхлая структура его сохранялась даже при длительном, более чем восьмичасовом, ведении процесса. После окончания электролиза слой осадка снимался в виде пленок различной толщины аналогично компактным металлам, получаемым при электролитическом выделении (цинк, никель и др.), что дало основание назвать катодный осадок такой структуры псевдокомпактным металлом. Влажность такого металла составляет 15-20 %, плотность 4500-5500 кг/м<sup>3</sup>. Переплавка такого продукта под слоем щелочи с добавкой незначительного количества восстановителя обесценивала получение чистого чушкового свинца с практически количественным выходом. Таким образом, получение псевдокомпактного катодного свинца является приемлемым с технологической точки зрения.

Однако для получения псевдокомпактного металла периодичность прижимания губки к поверхности катода, определяемая скоростью роста дендритов, составляла не реже одного раза в 15-20 мин, что вынуждало для рекомендации этого способа к дальнейшему освоению продолжить работу по механизации операции прижимания губки. С этой целью был спроектирован и изготовлен лабораторный электролизер с прикатывающими валками (рис. 1).



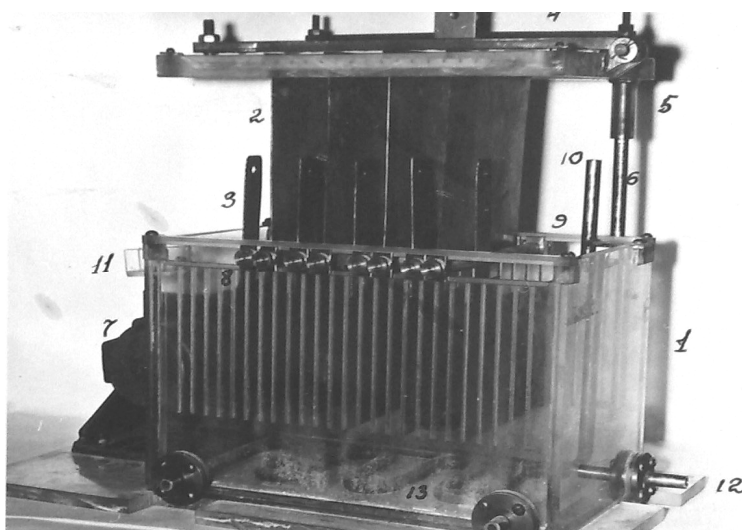


Рисунок 1 - Электролизер с валками для прокатывания катодной губки: 1 - ванна; 2 - катоды; 3 - аноды; 4 - штанга; 5 - подъёмный механизм; 6 - направляющие механизмы; 7 - электромеханический привод слива; 8 - прикатывающие валки; 9 - анодная шина; 10 - коллектор питания; 11 - патрубок слива отработанного отлива; 12 - патрубок аварийного слива; 13 - теплообменник

Электролизер представляет собой ванну ящичного типа 1, в которой чередуются катоды 2 и аноды 3. Катоды собраны в единую серию посредством металлической штанги 4, одновременно являющейся для катодов токоподводом. В свою очередь, эта штанга связана с подъемным механизмом 5, обеспечивающим периодическое возвратно-поступательное движение всей серии катодов в вертикальном направлении по направляющим 6. В качестве такого механизма был использован кривошипно-шатунный механизм с электромеханическим приводом 7.

Пуск электромеханического привода в заданном временном режиме осуществлялся командным устройством ВС-10-34. Перпендикулярно движению катодов в пазах, проточенных в верхней части ванны, закреплялись горизонтальные валки 8, изготовленные из непроводящего материала. Валки попарно связывались упругими связями по обе стороны катодов.

Токопроводом для анодов служила специальная медная шина 9. Питание электролизера осуществлялось через коллектор питания 10, перфорированную по всей длине трубу. В верхней части ванны вмонтирован патрубок для слива отработанного электролита 11. Кроме того, в нижней части ванны имелся патрубок 12 для аварийного слива электролита. В ходе исследований планировалось изучение влияния температурного режима, для чего в электролизере был предусмотрен титановый змеевиковый теплообменник 13.

При работе электролизера через заданный интервал времени запускался подъемный механизм. Во время перемещения между валками за счет усилия в упругих связях происходило прикатывание катодной губки к поверхности электродов. При опускании катодов до крайнего нижнего положения срабатывал микровыключатель командного устройства, который останавливал подъемный механизм и запускал реле времени для следующего цикла.

При выполнении катодов и анодов в виде пластин одинаковой формы и величины наблюдался усиленный рост дендритов свинца по краям катодов. Это приводило к тому, что при прикатывании часть дендритов оказывалась на «мертвой зоне» катодов, не проходящей между валками. Вследствие этого межэлектродное расстояние в «мертвой зоне» сокращалось значительно быстрее, чем на других участках катодов, что приводило к еще большей интенсификации роста губки, не подвергаемой прикатыванию, и в конечном итоге исчезновению положительного эффекта этого приема: начинались короткие замыкания и обратное растворение свинца с падением выхода по току. Для предотвращения этого явления было предложено уменьшить аноды таким образом, чтобы их нижняя граница была выше начала «мертвой зоны» на величину, равную длине дендрита, вырастающего за межцикловой промежуток времени. При опытной проверке процесса электролизера, проведенной в электролитической ячейке с неподвижными электродами, было показано, что основные технико-экономические показатели при использовании укороченных анодов по сравнению с показателями на катодах и анодах одинаковой величины не изменились, но в то же время удалось избежать роста дендритов на нижней кромке катодов.

При длительном испытании электролизера предложенной конструкции первоначально аппарат работал устойчиво: выход по току составлял 170-180 %, кислотность отработанного электролита колебалась от 50 до 60 г/л по азотной кислоте. Однако через 1-2 часа ведения процесса при перемещении катодов начиналось отслаивание катодного осадка от поверхности электрода. Отслаивающаяся пленка псевдокомпактного металла при этом либо отпадала на дно ванны, либо наматывалась на прикатывающие валки. Таким образом, происходила делокализация катодного продукта по разным узлам аппарата. Устранение последствий такой делокализации значительно усложняет конструкцию, т.к. требует использования различных отдельных механизмов для съема металла из разных узлов. С целью предотвращения явления отслаивания были опробованы различные приемы: увеличение усилия прижатия прикатывающих валков к поверхности катода, изменение интервалов времени между циклами перемещения электродов, варьирование плотности тока, использование для прикатывающих валков различных материалов (винипласт, оргстекло, эбонит и другие), однако отслаивание сохранялось. Поэтому использование электролизеров на этом принципе для выделения свинца из нитратных растворов было признано нецелесообразным. Однако по сравнению с аппаратами с неподвижными электродами электролизер с прикатывающими валками имеет ряд очевидных преимуществ и поэтому может оказаться полезным при получении других губчатых металлов, для которых отслаивание катодного осадка, возможно, будет проявляться в меньшей степени. По разработанным конструкциям оформлены две заявки на предполагаемые изобретения: на способ электролитического выделения свинца из нитратных растворов и на электролизер.

#### Список литературы

1. Лямина М.А. Теоретические вопросы переработки свинецсодержащего сырья кивцэт-процессом / М.А. Лямина, В.А. Шумский. – Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 2003.

Получено 21.07.09

70 *жас  
лет*

КУТТЫКТАЙМЫЗ!  
ПОЗДРАВЛЯЕМ!



**ХОНА**

**НИКОЛАЯ ВЛАДИМИРОВИЧА,**

кандидата технических наук, профессора  
ВКГТУ

кафедры технологических машин и оборудова-

**ЗДОРОВЬЯ, СЧАСТЬЯ, УСПЕХОВ, ДОРОГОЙ ЮБИЛАР!**

•

**МЕРЕЙТОЙ ИЕСІНЕ МЫКТЫ ДЕНСАУЛЫК, ТАУСЫЛМАС БАКЫТ,  
ШЫҒАРМАШЫЛЫК ТАҒЫС ТІЛЕЙМІЗ!**

