



УДК 622.34.002.5

Н.А. Данияров

КарГТУ, г. Караганда

АГРЕГАТНО-УЗЛОВОЙ МЕТОД РЕМОНТА САМОХОДНОГО ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Повышение надежности самоходного горного оборудования (СГО) обеспечивается широко используемой системой планово-предупредительного ремонта. Однако непрерывное увеличение объемов добычи полезных ископаемых, типоразмеров горных машин и повышение напряженности их работы вызвало значительный рост финансовых затрат и трудоемкости в сфере технической эксплуатации СГО. Это обусловило необходимость существенного повышения эффективности технического обслуживания и ремонта СГО на горнодобывающих предприятиях.

В настоящее время крупнейшие подземные рудники ведут добычу с использованием высокопроизводительного самоходного горного оборудования. Большинство машин имеет дизельный привод и шарнирно-сочлененную раму. Например, на Жезказганском месторождении (корпорация «Казахмыс») бурение осуществляется буровыми установками Paramatic H-205 T, УБШ-532 Д; на погрузке работают ковшовые погрузчики фирмы «Caterpillar» CAT-980G; для транспортирования руды и породы применяются большегрузные автосамосвалы TORO-40 D и МОАЗ-7405 [1].

При выборе стратегии ремонта самоходных машин обычно принимают агрегатный или так называемый агрегатно-узловой метод ремонта. Суть его заключается в том, что на ремонтируемую машину вместо неисправных или требующих замены по другим причинам устанавливают заранее отремонтированные сборочные единицы и агрегаты, взятые из оборотного фонда.

К основным достоинствам агрегатно-узлового ремонта относятся следующие [2]:

- сокращение продолжительности ремонта путем разделения ремонтно-восстановительных и сборочно-разборочных работ (первые выполняются в мастерской или на ремонтном пункте, а вторые – на ремонтируемой машине);
- рациональное разделение труда между исполнителями и возможность специализации;
- более полная и рациональная загрузка ремонтников и оборудования ремонтных предприятий;
- возможность внедрения средств механизации и автоматизации;
- упрощение процессов ремонта самой машины;
- упрощение составных ремонтных нормативов и другой ремонтной документации.

Агрегатно-узловой метод ремонта по сравнению с индивидуальным позволяет в 2-3 раза сократить продолжительность пребывания в ремонте, снизить стоимость и улучшить качество ремонта. Необходимость внедрения агрегатно-узлового метода ремонта особен-

но актуальна для самоходного оборудования, работающего в условиях подземных рудников и шахт по следующим причинам:

- под землей эксплуатируется разнотипное и сложное самоходное оборудование, поэтому ремонт сборочных единиц и агрегатов на месте в большинстве случаев невозможен, так как для этого требуется больше времени на ремонт, высококвалифицированные ремонтники, специальная оснастка и испытательные стенды;
- машины в забоях, как правило, работают без резерва, поэтому только быстрая замена агрегата или сборочной единицы вместо их ремонта на месте, ускоряет ввод машины в работу;
- из-за жесткого регламента ведения горных работ под землей на техническое обслуживание и ремонт машин выделяется ограниченное время.

Таким образом, анализ вышеперечисленных причин показывает, что поддержание действующих технологических машин в работоспособном состоянии возможно только с применением агрегатно-узлового метода ремонта. Кроме того, успешному внедрению такого метода ремонта на подземных горных работах способствуют следующие обстоятельства:

- комплектование большинства самоходных машин осуществлено быстросъемными сборочными единицами, блоками, агрегатами;
- эксплуатация большого числа однотипных машин (буровых кареток, погрузочных и погрузочно-доставочных машин, автосамосвалов и др.);
- возможности организации ремонта части съемных сборочных единиц и агрегатов в подземных мастерских;
- благодаря налаженной коммуникабельности работающих в забое машин с подземными складами и мастерскими, при полной обеспеченности передвижными ремонтными и транспортными средствами, запасными частями, быстрее и выгоднее произвести замену неисправного агрегата (узла), чем его ремонтировать на месте.

Эффективность внедрения агрегатно-узлового метода как технического решения, естественно, должна обосновываться технико-экономическими расчетами. Предварительно, сформулируем требования, которые внедрение агрегатно-узлового метода накладывает на конструкцию машины, организацию ремонтной службы, на составление ремонтной документации и обеспечение машин запасными съемными элементами.

Основным условием для перевода технологического горного оборудования на агрегатно-узловой метод является возможность разборки машины на взаимозаменяемые съемные агрегаты, сборочные единицы и детали, целью которой является разработка оптимальной номенклатуры сменных элементов, обеспечивающих наиболее экономичный путь восстановления работоспособности и ресурса машин в эксплуатационных условиях.

Расчленяемые элементы машин также должны удовлетворять определенным требованиям:

- они должны быть конструктивно-законченными или автономными, т.е. легко отделимыми от других частей машины без сложных разборочно-сборочных и наладочных операций;
- нетрудоемкими в демонтаже и монтаже вместо отказавшего элемента;
- транспортабельными и удобными при хранении, т.е. допускающими транспортиро-

вание без чрезвычайной предосторожности из-за опасности деформации, нарушения регулировки, попадания пыли, влаги и т.п.;

- небольшими по габаритам и массе (для удобства транспортирования);
- взаимозаменяемыми.

Кроме того, агрегаты и узлы должны допускать самостоятельный ремонт на специализированных предприятиях и обеспечивать экономически целесообразную специализацию их ремонта.

Расчеты по экономической эффективности агрегатно-узлового метода ремонта должны включать в себя три этапа.

На первом этапе формируется первоначальный проект номенклатуры обменного фонда с учетом указанных выше требований, а также с условием, что значения средних ресурсов сменных элементов не должны превышать соответствующие показатели базовых сборочных единиц (СЕ) и агрегатов (А). В номенклатуру обменного фонда включаются также элементы, ремонт которых невозможен на месте.

На втором этапе производится уточнение номенклатуры обменного фонда. Производится опись элементов, долговечность которых обеспечивает безотказную работу машины за весь период эксплуатации. Затем номенклатура обменного фонда уточняется путем сравнения оставшихся элементов по критерию

$$T_{z_i} \leq T_{P_i}, \quad (1)$$

где T_{z_i} - трудоемкость замены отказавшего i -го элемента с учетом доставки его со склада к машине; T_{P_i} - трудоемкость ремонта i -го элемента на машине.

На третьем этапе производится окончательное формирование номенклатуры обменного фонда и дается окончательная оценка экономической целесообразности включения в нее элементов.

Оценка производится по следующему критерию. Агрегатный метод ремонта (АМР) целесообразно применять в том случае, когда сумма, на которую сократятся ремонтные затраты K_C (тг.), превысит величину K_Y , характеризующую повышение объема затрат от увеличения оборотного фонда и необходимости его хранения.

Сумма, на которую сократятся приведенные затраты

$$K_C = K'_C + K''_C + K'''_C, \quad (2)$$

где K'_C - экономия в связи с сокращением простоя машин в ремонте; K''_C - экономия по стоимости основных производственных фондов ремонтных баз при переходе на АМР; K'''_C - экономия по себестоимости ремонтных работ при переходе на АМР.

Важное преимущество агрегатного метода ремонта – существенное сокращение простоя машин в ремонте, что дает дополнительную прибыль. Экономия, полученная вследствие сокращения ремонтного цикла, K'_C (тг./год) определяется по формуле

$$K'_C = (T_C - T_H) \left[(z + p) + \frac{E_H Q}{365} \right] A_{C.C}, \quad (3)$$

где T_C - простой одной машины в ремонте, дней; T_H - простой одной машины при агрегатном методе ремонта, дней; p - эксплуатационная прибыль, приходящаяся в среднем

на одну машину, тг/сутки; z - постоянные расходы горного предприятия на содержание одной машины, тг/сутки; E_H - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; Q - оптовая цена одной машины, тг; $A_{C.C}$ - среднесписочное число машин, ремонт которых осуществляется агрегатным методом в течение года.

Ожидаемая экономия K_C'' связана с улучшением использования ремонтных производственных площадей ремонтных баз и рудников при переходе на АМР.

Эффективность в использовании производственных фондов достигается в результате сокращения машин в ремонте и в связи с улучшением съемов при создании специализированных производств.

В общем виде размер сокращения фондоемкости производства K_C'' (тг.), вычисленный по приведенным затратам, определяется зависимостью

$$K_C'' = (1 - \frac{T_H}{T_C}) E_H K_{y.K} A_{C.C}, \text{ тг}, \quad (4)$$

где $K_{y.K}$ - удельные капиталовложения по созданию производственно-технической базы ремонта машин.

Эффект, связанный со снижением себестоимости ремонта и организации АМР, определяется как

$$K_C''' = \sum_{i=1}^n [(S_H - S_C) - (T_{P_C} - T_{P_H})] A_{C.C}, \quad (5)$$

где S_H и S_C - себестоимость ремонтных работ машины при индивидуальном и агрегатном методах ремонта, соответственно; T_{P_H} и T_{P_C} - транспортные затраты по доставке машины и перевозке ее агрегатов при индивидуальном и агрегатном методах ремонта, соответственно.

Величина K_C''' может быть отрицательной в том случае, если концентрация ремонтных мощностей, связанная с внедрением АМР, увеличивает расстояние перевозки ремонтного фонда и дополнительные транспортные расходы превышают экономию на производственных затратах.

Увеличение объема приведенных затрат K_y (тг.) происходит за счет следующих факторов

$$K_y = K_y' + K_y'' + K_y''', \quad (6)$$

где K_y' - затраты на увеличение потребного количества оборотных агрегатов, связанные с созданием обменного фонда, тг.; K_y'' - затраты на постройку складских помещений для хранения оборотного фонда агрегатов, тг.; K_y''' - затраты на содержание дополнительных складских помещений для хранения оборотного фонда агрегатов, тг.

Затраты на увеличение обменного фонда агрегатов определяются созданием оборотного фонда на ремонтных базах и ремонтных службах рудников

$$K_y'' = E_H [C(m' + m'') - K_{об}^C], \quad (7)$$

где C - стоимость одного комплекта агрегатов; m' и m'' - количество агрегатов, находя-

щихся, соответственно, в ремонте и на складе обменного фонда при агрегатном методе ремонта, шт.; $K_{об}^C$ - капитальные вложения в оборотные фонды агрегатов при индивидуальном методе ремонта

$$K_y'' = E_H \Delta m t G_{K.az.} \frac{h}{\Phi_C q} K_{Cкл.}, \quad (8)$$

где Δm - дополнительное количество обменных агрегатов при АМР; t - срок хранения одного комплекта агрегатов, ч; $G_{K.az.}$ - масса одного комплекта оборотного фонда агрегатов, т; h - высота складских помещений, м; Φ_C - годовой эффективный фонд времени работы производственно-складских помещений, ч; q - допустимая нагрузка на 1 м² складских помещений, т/м²; $K_{Cкл.}$ - стоимость 1 м³ складских помещений, тг/м³.

Пользуясь приведенной расчетной формулой, учтем дополнительные затраты, связанные с эксплуатацией складских помещений,

$$K_y''' = \Delta m t G_{K.az.} \left(\frac{C_{Cкл.}}{\Phi_C q} + \frac{h K_{Cкл.} \alpha}{\Phi_C q} \right), \quad (9)$$

где $C_{Cкл.}$ - затраты на эксплуатацию складских помещений, установленные на 1 м площади, тг/м; α - норма амортизационных отчислений по складским помещениям, %.

Таким образом, годовая экономия \mathcal{E} (тг.) от внедрения агрегатного метода ремонта одного типа машин

$$\mathcal{E} = K_C - K_y. \quad (10)$$

Суммируя ежегодную экономию по всем имеющимся моделям машин и горным предприятиям, где они применяются, получим общий экономический эффект по всей ремонтной сети.

С использованием приведенной выше методики была определена степень приспособленности к агрегатному методу ремонта основного технологического самоходного оборудования (см. табл.). Анализ данных таблицы показывает, что погрузочные средства имеют коэффициент приспособленности, равный 0,5, а транспортные и погрузочно-доставочные машины - 0,85...0,9.

Основные типы машин, рекомендуемые для агрегатного метода ремонта

| Тип машины | Кол-во съемных агрегатов | Доля в % к общей трудоемкости ремонта |
|-------------------------------|--------------------------|---------------------------------------|
| Погрузочные машины | 53 | 50 |
| Автосамосвалы | 34 | 90 |
| Погрузочно-доставочные машины | 30 | 85 |

Список литературы

1. Филимонов А.Т. Адаптация горных машин и оборудования к горно-техническим условиям эксплуатации / А.Т. Филимонов, Н.А. Данияров, М.А. Жуманов, А.З. Жалгасбеков. / КарГТУ // Труды университета. - Караганда, 2006. - №3. - С. 57-59.
2. Филимонов А.Т. Ремонт самоходного оборудования на подземных рудниках. - М.: Недра, 1987. - 279 с.

Получено 3.04.07

УДК 553.551 (574.4)

Б.А. Дьячков, З.И. Черненко, О.Н. Кузьмина
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**ПАЛЕОГЕОДИНАМИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ И ОСОБЕННОСТИ МЕТАЛЛОГЕНИИ
ЗАЙСАНСКОЙ СУТУРНОЙ ЗОНЫ**

На современном уровне геологических исследований с теоретических позиций мобилизма важное значение придается палеогеодинамическим реконструкциям области сочленения литосферных плит с континентальным или океаническим типом строения земной коры. В Восточном Казахстане примером является геологическая структура Большого Алтая (БА), сформированная в герцинский цикл тектогенеза в процессе глобального взаимодействия Казахстанского и Сибирского субконтинентов, разделенных в девоне - раннем карбоне Иртыш-Зайсанским палеобассейном [1-3]. Непосредственно сдвигание и сочленение указанных субконтинентов произошло в стадию коллизии Казахстанской и Горноалтайской континентальных окраин с образованием крупной тектонической зоны сжатия или Зайсанской сутурной зоны (ЗСЗ). В статье рассматриваются особенности строения и металлогении этой структуры.

Территория БА объединяет геологические структуры Рудного Алтая, Калба-Нарыма, Западной Калбы, Жарма-Саура и прилегающие районы России и Китая. Границами являются северо-западные глубинные разломы, отделяющие структуры БА от каледонид Горного Алтая (на северо-востоке) и Чингиз-Тарбагатай (на юго-западе). Общая протяженность рассматриваемой территории более 1000 км при средней ширине 300 км.

Становление и развитие структур БА сопряжено с такими важнейшими событиями в истории Земли, как образование и рифтогенез суперконтинента Гондваны, заложение Палеоазиатского океана и формирование системы Казахстано-Охотского пояса. Эволюция протоконтинентов определялась глобальной плитной тектоникой. В позднем рифее кора литосферных плит, очевидно, была еще тонкой и хрупкой, а роль конвективных течений в мантии еще достаточно высокой, поэтому в развитии протоконтинентов значительную роль имели процессы деструкции и дезинтеграции. В результате от дрейфующего континентального массива отторгались отдельные блоки-террейны и автономно мигрировали к месту аккреции. Главной причиной перемещения литосферных плит и блоков, по мнению ряда исследователей, служила конвекция в мантии, а также спрединг и субдукция океанической коры. В позднем палеозое - раннем мезозое происходит закрытие Палеоазиатского океанического бассейна и формирование на его месте Центрально-Азиатского или Казахстано - Охотского подвижного пояса.

На основе положений концепции глобального мобилизма эволюция геологии и металлогении БА (от докембрия до киммерийского цикла) объясняется геодинамической моделью ритмического растяжения и сжатия, допускающей значительные горизонтальные перемещения блоков земной коры (ЗК). Все движения плит и блоков обусловлены мантийно-литосферной геодинамикой. Формирование геологических структур определялось сис-

темой сложно взаимодействующих Казахстанской и Горноалтайской континентальных окраин, разделявшихся Иртыш-Зайсанским палеобассейном [1, 2].

Зайсанская сутурная зона сочленения континентальных окраин сформировалась в центральной части БА и ориентирована в направлении оз. Зайсан – г. Семипалатинск (рис. 1).

На юго-восточном продолжении в Китае она выклинивается в районе оз. Улунгур. В современном виде эта структура представлена Чарской и Западно-Калбинской структурно-формационными зонами, ограниченными глубинными разломами. В ее осевой части прослеживается Чарско-Горностаевский офиолитовый пояс дугообразной формы, фиксирующий зону мантийного глубинного разлома (надвига) или сутурный тектонический шов. Новые тектонические построения показывают, что его Горностаевская ветвь вдоль Знаменского субширотного глубинного разлома (сбросо-сдвига) смещена к западу с амплитудой 25 км.

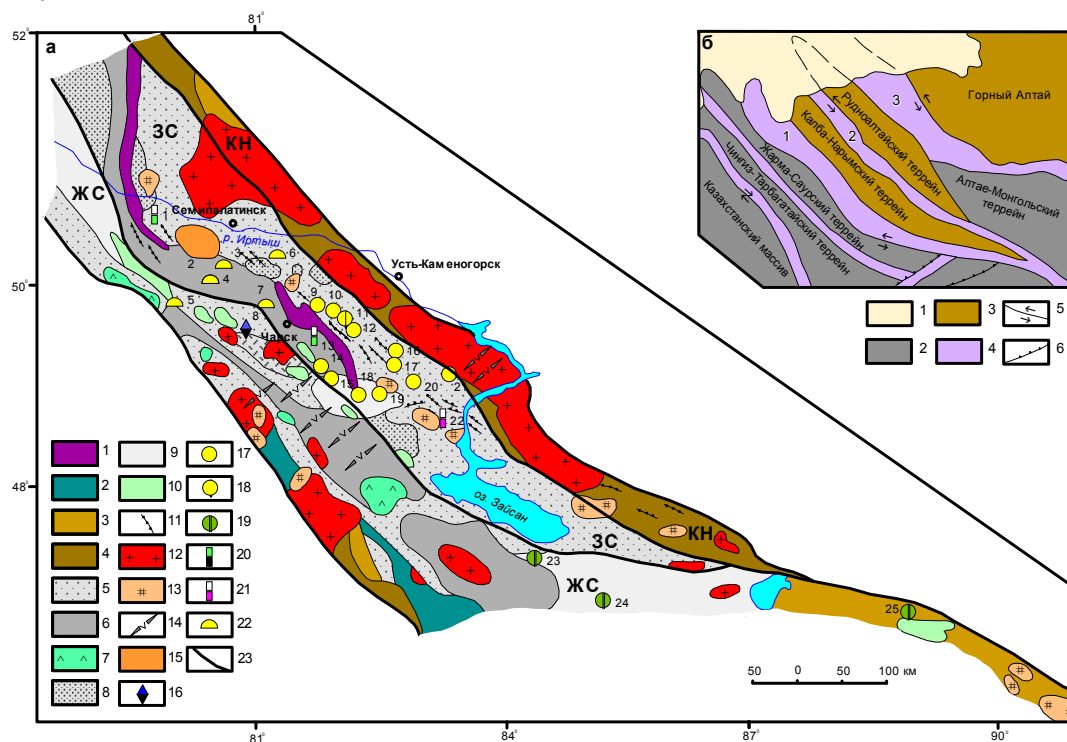


Рисунок 1 – Зайсанская сутурная зона сочленения континентальных окраин: а: 1-16 – геологические формации: 1 - гипербазитовая метаофиолитовая, докембрийская, 2 - известняково-терригенная каледонид; 3-15 - формации герцинид: 3 - базальт-(андезит)-риолитовая известкисто-кремнисто-терригенная (D_{1-3}), 4 - углеродисто-терригенная (D_3-C_1), 5 - грувакковая (C_1), 6 - андезитовидная (D_3-C_1), 7 - габбро-диорит-гранодиоритовая (C_1), 8 - молассовая (C_1), 9 - молассовая вулканогенная (C_{2-3}), 10 - габбродиорит-диабазовая (C_{2-3}), 11 – гранодиорит-плагиигранитовая (C_1, C_{2-3}), 12 - гранитовая (P_1), 13 - щелочногранитовая (P_1-T_1), 14 - габбро-диабаз-гранит-порфировая (P_2-T_1), 15 - трахидацит-трахириолитовая (T_1); 16-22 - рудные формации: 16 - медно-никелевая, 17 - кварцевожилная золотая, 18 - золото-мышьяковистая углеродистая, 19 - молибденово-медная, 20 - остаточная кобальт-никелевая, 21 - остаточная цирконий-титановая, 22 - остаточная золотая, 23 - границы террейна.

Месторождения: 1 - Горностаевское, 2 - Мираж, 3 - Жерек, 4 - Суздальское, 5 - Жанан, 6 - Кедей, 7 - Жайма, 8 - Южный Максут, 9 - Эспе, 10 - Бакырчик, 11 - Бижан, 12 - Казан-Чункур, 13 - Белогорское, 14 - Акжал, 15 - Васильевское, 16 - Сенташ, 17 - Хамитовское, 18 - Даубай, 19 - Баладжал, 20 - Жумба, 21 - Богатырь, 22 - Караоткель, 23 - Кызыл-Каин, 24 - Кенсай, 25 - Сарыбулак. ЖС - Жарма-Саурский и КН - Калба - Нарымский террейны, ЧЗК - Чарско - Западно - Калбинская сутура.

б: 1 - кайнозойские осадки; 2 - казахстаниды; 3 - алтаиды; 4 - сутуры: 1 - Чарско-Западно-Калбинская, 2 - Иртышская, 3 - Теректинская; 5 - сдвиги; 6 - надвиги

Образование Зайсанской сутуры знаменует начало сближения разрозненных континентальных блоков в среднюю коллизионную стадию герцинского цикла (C_1 - C_3).

Глубинное строение сутурной зоны по данным МОВЗ характеризуется валообразным поднятием верхней мантии (до глубины 40-60 км) и приподнятостью астеносферного слоя. Мощность метадiorитового слоя - 8...12 км и метабазальтового - 20...24 км [1].

Зона сформирована на существенно базитовом фундаменте, фиксируемом цепочкой пластин серпентинитового меланжа в Чарско-Горностаевском поясе офиолитов, протяженность которого более 800 км при ширине от 10-15 до 70 км. Его структуры на северо-западе более сжаты (до 15-20 км) и имеют субмеридиональное простираие, а на юго-восточном фланге пояс перекрыт чехлом рыхлых отложений и на космоснимках прослеживается к озеру Зайсан. В структурном плане офиолитовый пояс оформился в раннем - среднем карбоне и представляет собой сложный линейный ансамбль относительно жестких олистостромовых блоков, пластин и чешуй различного размера, состава и возраста, спаянных пластичным серпентинитовым меланжем, в составе которого различаются метаморфизованные лерцолиты, верлиты, гарцбургиты, нориты и продукты их химического выветривания - бирбириты.

Комплекс олистостромовых образований представлен различными породами от ордовика до позднего визе, которые по фаціальным признакам и геодинамическим условиям образования разделяются на три группы: 1) базальтоиды в парагенезисе с глинисто-кремнистыми осадками и яшмами на активизированных участках шельфа; 2) глинистые алевролиты, яшмы, кварциты, принадлежащие пассивному шельфу; 3) органогенные и рифовые известняки, возникающие в пределах прогретых, насыщенных углекислотой участках морского дна.

В конце серпухова внедрились интрузии габбродиорит-гранодиоритовой формации (C_1). Позднее меланжевые комплексы были несогласно перекрыты лимнической (C_2), морской (C_2) и базальт-андезитовой наземной (C_{2-3}) молассовыми формациями, которым синхронны интрузии и дайки габбронорит-диорит-диабазовой формации (C_{2-3}). В конце средней стадии проявлена вулканоплутоническая риодацит-гранодиоритовая ассоциация пород, включающая гипабиссальные малые интрузии плагиигранит-гранодиоритового состава и их дайковые производные, специализированные на золотое оруденение (кунушский комплекс C_3 и его аналоги).

Позднегерцинская постколлизонная активизация фиксируется пермскими гранитоидами нормальной и повышенной щелочности (P_2), а также поясом габбродиабаз-гранитпорфировых малых интрузии и даек (P_2 - T_1). Породы формации (монцониты, сиениты, субщелочные граниты и граносиениты) геохимически специализированы на Ti, Zr, TR, а с нормальными гранитами и лейкогранитами связаны сульфидно-касситеритовые и другие месторождения (Дельбегетейский массив).

Раннекиммерийский этап характеризуется проявлением плюмтектоники в виде

вспышки локального щелочного магматизма (трахибазальт-трахириолитовая вулканоплутоническая формация, район Семейтау), а в позднекиммерийское время в условиях континентального рифтогенеза образовались месторождения кор выветривания Ni-Co, Ti-Zr, Au (Белогорское, Караоткель, Жанан и др.).

На заключительном альпийском этапе сутурная зона представляла собой крупную аккумуляционную структуру с накоплением мощных рыхлых осадков. В речных долинах здесь образовались кластогенные россыпи ильменита и золота (Сатпаевская и др.).

Изложенное показывает, что Зайсанская сутурная зона сформировалась на сочленении двух континентальных окраин Казахстанского и Сибирского блоков земной коры и характеризуется сложным геодинамическим развитием и полиметалльной металлогенией. Выявленные особенности развития данной структуры открывают новые возможности для прогнозирования и поиска новых месторождений полезных ископаемых. Многие шовные структуры, подверженные неоднократной активизации (по механизму сжатия-растяжения) могут рассматриваться как «тектонические окна» или «щели», в которые при орогенезе устремляются мантийные флюидные потоки [4], чем можно объяснить сидерофильно-золоторудную специализацию сутурных зон.

Наиболее активная центральная часть ЗСЗ представлена Чарско-Горностаевским сутурным швом, в котором проявлено специфическое оруденение (Cr, Ni, Co, Pt и наложенное Au-Hg) в связи с протрузиями ультрабазитов (Горностаевская, Чарская и Аркалыкская рудные зоны) [5,6].

Горностаевская никель-кобальт-ртутная зона подчеркивается фрагментами серпентинитовых будин среди вулканогенно - терригенных отложений карбона протяженностью более 170 км. Кобальт-никелевое оруденение известно на четырех участках (Правобережный I, Левобережный I, II, III). В серпентинитах развито первичное вкрапленное сульфидное (пирит, халькопирит, пентландит) и метаморфогенно-гидротермальное вкрапленное (пирит, халькопирит, пирротин, хромит, пентландит и миллерит) оруденение. Мощность рудных тел в среднем 10 м. В мезозое по серпентинитам сформировались нонтропитовые площадные и линейно-трещинные коры выветривания с проявлениями силикатного никеля (Левобережный I и др.). Средняя мощность таких залежей достигает 6 – 8 м при содержании Ni 0,5 - 1,7 %. Прогнозные ресурсы силикатного никеля более 300 тыс. т.

Чарская хром-никель-ртутная зона имеет длину более 170 км при ширине 7-20 км. В ее пределах известны проявления Cr, Ni, Co, Cu, Hg, Au минерализации (Белогорское, Александровское, Вера-Чар и др.) и геохимические ореолы. Белогорское месторождение представлено Co-Ni линейными корами выветривания серпентинитов протяженностью до 1700 м, шириной 80 – 350 м с крутым (50-60°) СВ падением, мощностью 8,6 м. Содержание Ni изменяется от 0,5 до 6,8 %, Co 0,08 - 0,12 %, учтенные запасы пока незначительны.

Аркалыкская медь-никель-золото-ртутная зона прослеживается в виде узкой полосы на 120 км, приурочена к Байгузин-Булакскому разлому, срезается гранитным массивом Койтас. Для оценки перспектив зоны рекомендуется продолжить поисковые работы.

В бортовых частях Зайсанской сутуры в пределах Западно-Калбинской зоны и прилегающей территории Жарма-Саура в процессе ритмично-пульсационных подвижек, при сдвигении литосферных плит и активизации системы северо-западных и субширотных разломов, сформировались основные золотоносные структуры региона: Западно-Калбинская и Жанан-Боко-Зайсанская золоторудные зоны, объединяемые в Восточно-

Казахстанский золоторудный пояс. Последний объединяет Мукурский, Бакырчикский, Кулуджунский рудные районы, включающие рудные поля, месторождения и рудопроявления различных генетических типов (Суздальское, Васильевское, Жанан, Бакырчик, Мираж и др.) (рис. 2, 3). Золотое оруденение контролируется зонами надвигов, смятия и меланжирования, системой эшелонированных глубинных разломов и генетически связывается с приразломными гипабиссальными малыми интрузиями габбро-диоритов (C_{2-3}) и гранодиорит-плагиогранитов (C_3). Известные месторождения и рудопроявления золота пространственно размещаются на трех рудоносных геохронологических уровнях: островодужном ($D-C_1V_{2-3}$), предколлизийном (C_1s) и коллизийном (C_1-C_3).

Месторождение Мираж расположено западнее Семейтау, в пределах восточного борта Горностаевского офиолитового пояса. Вмещающие породы – известняки олистостромового комплекса Чарско-Горностаевского пояса. Оруденение относится к золото-сульфидно-кварцевой формации, верхние горизонты окислены. Рассеянная рудная минерализация представлена золотом и ртутью, сопровождается ореолами As, Sb, Hg, фукситом, брейнеритом, пиритом, арсенопиритом, антимонитом. Золоторудная минерализация проявлена в зоне меланжа, на контакте серпентинизированных протрузий гипербазитов и известняков олистостромового комплекса. До глубины 40-60 м развиты продуктивные коры выветривания с содержаниями Au до 5-73 г/т. Выделено семь рудных зон с богатыми (более 1,5 г/т Au) и бедными (1,5-0,1 г/т Au) участками. Протяженность зон – 50...600 м, мощность – 1...35 м. Прогнозные ресурсы окисленных руд составляют 3,5 т.

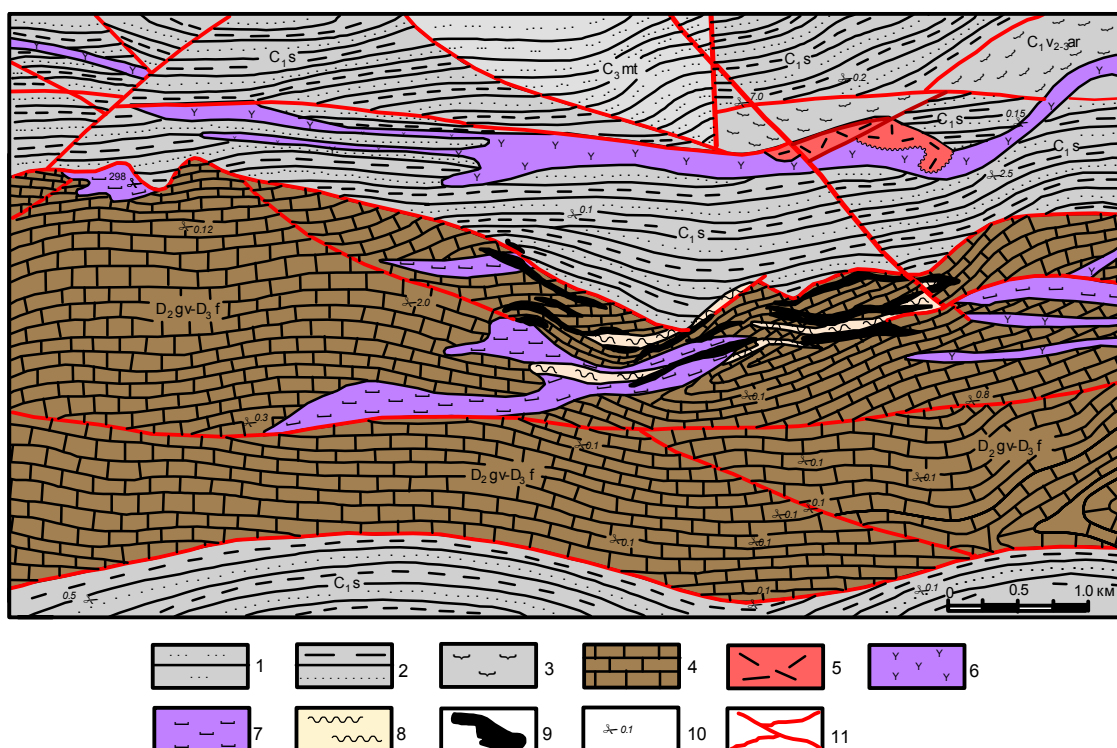


Рисунок 2 - Схематическая геологическая карта месторождения Мираж (с использованием материалов Е.М.Сухоруковой): 1 - песчаники, гравелиты, туфы среднего состава майтубинской

свиты (C_3mt); 2 - алевро-песчаники, песчаники, алевролиты, известняки серпуховского яруса ($C_1 s$); 3 - известняки с прослоями алевролитов и туфопесчаников аркалыкской свиты ($C_1 v_{2-3} ar$); 4 - известняки с прослоями битуминозных разностей и алевролитов живета - франа ($D_2gv - D_3f$); 5 - дайки риолитоидов и 6 - кварцевые сиениты (T_1); 7 - серпентиниты, бирбириты (PR_1); 8 - вторичные кварциты; 9 - золоторудные зоны; 10 - рудные точки с содержанием золота (г/т); 11 - тектонические нарушения

Месторождение Жанан локализовано в пестроцветных и сероцветных вулканогенно-осадочных углеродистых комплексах C_{2-3} , имеет тектонический контроль, относится к золото-сульфидно-кварцевой формации с золотоносной корой выветривания.

Особое значение приобретают поиски нового «карлинского» типа золоторудных месторождений, ассоциирующих с гидротермально-измененными карбонатно-терригенными породами в зонах меланжирования, надвигово-покровных структурах и в контактах с интрузивными образованиями. Это крупнообъемные уникальные месторождения с прожилково-вкрапленными рудами, которые при невысоком содержании Au (0,5-2 г/т) могут рентабельно обрабатываться по методу кучного выщелачивания. Подобные месторождения обнаружены в США, Канаде, Китае, России, Узбекистане и других странах. Типоморфные особенности золотого оруденения карлинского типа широко освещаются в зарубежной литературе (Roberts R.J., Radtke A.S., Flhik R.P. et al.), а также описаны в работах других исследователей (Ю.М. Бакунин, В.А. Буряк, В.А. Нарсеев, Ю.А. Калинин, Э.Н. Баранов, В.Д. Цой и др.).

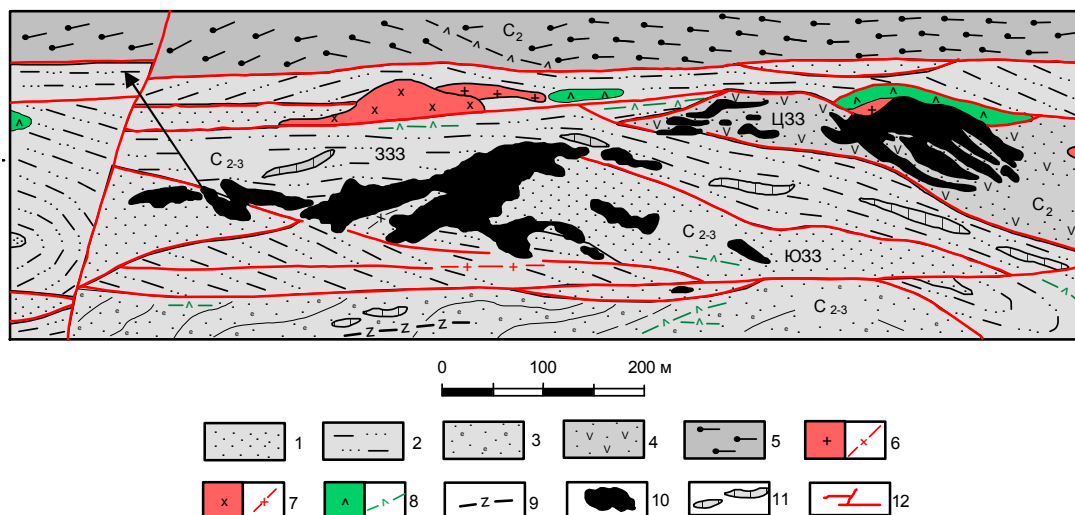


Рисунок 3 - Схематическая геологическая карта месторождения Жанан (с использованием материалов А.А. Малыгина, 1998): 1-5 - отложения молассовой лимнической угленосной формации C_{2-3} : 1 - граувакковые песчаники, 2 - углистые песчаники, алевролиты и сланцы, 3 - конгломераты и гравелиты с прослоями песчаников и алевролитов; 4 - зеленые, лиловые эффузивы среднего состава C_2 ; 5 - гравелитистые песчаники кварц-полевошпатовые с прослоями алевролитов буконьской свиты ($C_2 bk$); 6-9 - интрузивные комплексы: 6,7 - салдырминский комплекс C_3 , (6 - гранит-порфиры и их дайки, 7 - гранодиориты и их дайки); 8-9 - аргимбайский комплекс C_{2-3} (8 - диориты и их дайки, 9 - дайки диабазов); 10 - золоторудные зоны; 11 - линзы известняков; 12 - разломы. Золоторудные зоны: ЦЗЗ - Центральная; ЗЗЗ - Западная; ЮЗЗ - Южная

В Восточно-Казахстанском регионе при прогнозно-металлогенических работах установлена пространственная приуроченность ряда золоторудных объектов к отложениям повышенной углеродистости и карбонатности [5]. По условиям образования они близки к месторождениям «карлинского» типа.

Изучаемый нами нетрадиционный тип золотого оруденения связывается с породами островодужных терригенно-карбонатных формаций, подверженных контактово-метасоматическим и динамометаморфическим преобразованиям. [7-8]. Ведущей рудной формацией является золото-сульфидная прожилково-вкрапленная (Суздальское, Мираж, Байбура и др.). При продолжении научно-исследовательских работ будут изучаться выходы карбонатных толщ на других перспективных площадях Зайсанской сутурной зоны (Семипалатинское Прииртышье и другие районы). Полученные предварительные результаты подтверждают высокие перспективы выявления в карбонатных формациях региона нетрадиционных типов месторождений с тонкодисперсным и свободным золотом, которые могут иметь промышленное значение.

Список литературы

1. Щерба Г.Н. Большой Алтай (геология и металлогения). Кн. 1. Геологическое строение / Г.Н. Щерба, Б.А. Дьячков, Н.И. Стучевский. – Алматы: Фылым, 1998. – 304 с.
2. Щерба Г. Н. Большой Алтай (геология и металлогения). Кн. 2. Металлогения / Г.Н. Щерба, Х.А. Беспяев, Б.А. Дьячков. – Алматы: РИО ВАК РК, 2000. – 400 с.
3. Мочалкина Л.Н. Жарма-Саурский террейн (магматизм и рудоносность). – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2005. – 80 с.
4. Летников Ф.А. Флюидный режим эндогенных процессов в континентальной литосфере и проблемы металлогении // Проблемы глобальной геодинамики. – М.: ГЕОС, 2000. – С. 204-224.
5. Дьячков Б.А. Рудные формации и минералогия Зайсанской сутурной зоны / Б.А. Дьячков, Л.Н. Мочалкина, О.Н. Кузьмина // Материалы геолог. конф. – Томск: Изд-во ТПУ, 2005. – С. 44-45.
6. Дьячков Б.А. Металлогения и прогнозная оценка сутурной зоны Большого Алтая / Б.А. Дьячков, Л.Н. Мочалкина, Н.П. Майорова, О.Н. Усыпенко // Современные проблемы металлогении: Материалы науч. конф. – Ташкент: Фан, 2002. – С. 138-139.
6. Черненко З.И. Карбонатные формации Восточного Казахстана. – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2005. – 74 с.
7. Черненко З.И. Карбонатные формации и оруденение // Материалы II МНТК «Современные проблемы геологии, минералогии и комплексного освоения месторождений полезных ископаемых Большого Алтая». – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2003. – Ч.I. – С. 261-264.

Получено 9.04.07

УДК 622.8

П.В. Емелин

КарГТУ, г. Караганда

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ УГЛЯ НА ПРОЦЕССЫ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ДОБЫЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНЫХ ШАХТ

В течение многих лет практически во всех угледобывающих странах проводятся исследования с целью установления причин, определяющих различия в интенсивности самонагрева углей. Самонагревание угля и углесодержащих пород в шахтах и на земной

поверхности зависит от большого числа факторов, степень влияния которых различна. Количественная оценка влияния отдельных факторов может быть установлена на основе аналитического исследования процесса самовозгорания.

При математическом моделировании реально протекающих процессов, особенно процесса самонагрева угля, очень важно определить оптимальную совокупность входных параметров. Эта совокупность должна быть достаточной для того, чтобы модель отражала существенные закономерности, присущие рассматриваемому процессу, и при этом избежать чрезмерно громоздкой модели, что может привести к возникновению трудностей при решении поставленной задачи и анализе полученных результатов. Необходимость сокращения числа параметров связана еще и с тем, что на практике далеко не все из них известны в каждом конкретном случае или установление их связано с трудностями.

На основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований [1-3] нами была разработана математическая имитационная модель процесса низкотемпературного окисления угольных скоплений в выработанном пространстве, позволяющая для каждого конкретного объема выработанного пространства добычного участка (элементарная ячейка) с учетом множества общих факторов и влияния горногеологических, технологических, физико-химических характеристик или иных особенностей произвести расчет температурного поля выработанного пространства с учетом влияния концентрационного и фильтрационного полей.

Тепловой баланс моделируемого процесса наиболее целесообразно определять по следующим статьям: генерируемого тепла за счет реакции окисления и доставки тепла воздухом и расходуемого - на нагревание угля, вынос тепла струей воздуха, на передачу тепла окружающей среде за счет теплопроводности угля и десорбции метана.

$$Q_{\text{выд}} = Q_{\text{нагр_у}} + Q_{\text{тепл_п}} + Q_{\text{нагр_в}} + Q_{\text{м}}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{выд}}$ - тепло, выделившееся в результате сорбционного окисления угля, Дж;

$Q_{\text{нагр_у}}$ - тепло, затраченное на нагревание угля, Дж;

$Q_{\text{нагр_в}}$ - тепло, выносимое конвективным потоком воздуха, Дж;

$Q_{\text{тепл_п}}$ - тепло, переданное окружающему массиву пород за счет теплопроводности, Дж;

$Q_{\text{м}}$ - тепло, поглощенное углем при десорбции метана, Дж.

Левая часть уравнения, то есть приходная статья баланса, определяется условиями окисления угля. Поступление воздуха к окисляющемуся углю должно быть таким, чтобы скорость тепловыделения была меньше скорости рассеивания тепла. Если накопление тепла за единицу времени превышает его возможную теплоотдачу окружающей среде, то при достижении критической температуры происходит спонтанное возгорание угля.

Остановимся подробнее именно на этой составляющей уравнения теплового баланса и входящих в нее физико-химических параметрах.

Показатели химической активности угля зависят от степени метаморфизма, его состава, выхода летучих и могут снижаться с течением времени в условиях контакта с газовой-душной смесью.

Многолетняя практика проведения работ по отслеживанию и прогнозированию процессов тепломассопереноса в выработанном пространстве показала необходимость постоянного контроля за физико-химическими особенностями оставляемого угля в вырабо-

танном пространстве. Замечено, что при проведении очистных работ величины, характеризующие его химическую активность (константа скорости сорбции кислорода углем и температурный коэффициент скорости сорбции), имеют тенденцию к значительным колебаниям (на порядок и более), что ведет к изменению активности процессов тепломассопереноса.

По данным МакНИИ 86,4 % эндогенных пожаров приурочены к линиям геологических нарушений. Установлено, что при идентичных условиях увеличение степени тектонической нарушенности резко увеличивает окислительную активность углей (с 10 единиц площади газовой характеристики до 100 и более единиц) [4].

Для учета данного обстоятельства в математическую модель была внесена возможность корректировки данных параметров путем задания дополнительного массива, связывающего их с конкретной ячейкой модели и местоположением в выработанном пространстве.

Согласно действующей методики «Определение склонности углей к самовозгоранию» константа скорости реакции окисления угля рассчитывается по следующей формуле

$$U_0 = \frac{D \cdot 10^{-3}}{0,3 \cdot t_{rj} \cdot \gamma} \cdot \ln \frac{\overline{S_{O_2}^{sp}}}{\overline{S_{O_2}}}, \quad (2)$$

где D - дробимость угля;

γ - плотность угля, кг/м³;

$\overline{S_{O_2}^{sp}}$ - среднее значение площади пика кислорода при градуировке, м²;

$\overline{S_{O_2}}$ - среднее значение площади пика кислорода, не вступившего во взаимодействие с углем, м²;

t_{rj} - время контакта кислорода с углем, с.

Данная величина, как это видно, находится в прямой зависимости от дробимости угля.

Мера дробимости представляет собой отношения величины поверхности частиц, образовавшейся после измельчения угля, к поверхности исходных частиц угля.

Мера дробимости рассчитывается по формуле

$$D = \frac{d}{a} \cdot \sum_{i=1}^n \frac{a_i}{d_i}, \quad (3)$$

где d - средний диаметр частиц отобранной пробы, м; a - исходная масса угля отобранной пробы, кг.

При проведении исследований фракционный состав угля, заполняемого в хроматографическую колонку, имеет диаметр 0,3-0,4 мм.

В реальных условиях среднееэквивалентный диаметр d_{cp} кусков обрушенной массы угля в выработанном пространстве значительно отличается от размеров фракций d_{ϕ} , доставляемого в пробах для лабораторного анализа. Следовательно, для соблюдения подобия в натуре и на модели необходимо учесть данное обстоятельство через отношение $\frac{d_{\phi}}{d_{cp}}$

при определении константы скорости сорбции кислорода углем.

Для низкотемпературного окисления характерно замедление скорости сорбции во времени. Механизм этого явления объясняется утолщением образующегося окисленного слоя на реагирующей поверхности угля и увеличением за счет этого сопротивления притоку кислорода. Скорость процесса на данной стадии окисления управляется именно диффузией кислорода, так как его реагирование с углем идет быстрее.

На основании проведенного анализа лабораторных исследований снижение сорбционной способности со временем может быть в среднем аппроксимировано для каменных углей выражением

$$U_t = U_k \cdot e^{-0,0031t}, \quad (4)$$

где U_k - константа скорости сорбции при $\tau = 1$ час, а в формуле время τ выражено в сутках.

Следует отметить, что подобные зависимости для константы скорости сорбции углем были получены авторами в работе [5].

Учитывая вышесказанное, количество тепла, генерируемого в результате процесса сорбирования кислорода угольной массой, находящейся в элементарной ячейке за интервал времени τ_1 , может быть определено следующей зависимостью

$$Q_{\text{выд}} = Q_n^p \cdot [U_0 + E(T_i - T_0)] \cdot C_{k_пост} \cdot \Delta m_{\text{угля}} \cdot \tau_1, \quad (5)$$

где Q_n^p - удельная теплота реакции поглощения кислорода углем, задается в зависимости от индекса пласта, Дж/м³; U_0 - константа скорости сорбции кислорода углем, м³/с·кг; E - температурный коэффициент скорости сорбции, м³/с·кг·град;

$C_{k_пост}$ - объемная доля кислорода в газовой смеси, соприкасающейся с углем ячейки, доли;

$$C_{k_пост} = \frac{\sum_{j=1}^n Q_j \cdot C_{k_j}}{\sum_{j=1}^n Q_j}; \quad (6)$$

$\sum_{j=1}^n Q_j$ - приток газовой смеси в ветви, входящей в i -й узел сеточной области, м³/с;

C_{k_j} - объемная доля кислорода газовой смеси в ветви, входящей в i -й узел, доли; T_i - искомая температура в рассматриваемой элементарной ячейке, связанной с i узлом, К; T_0 - начальная температура угля в рассматриваемой элементарной ячейке (принимается $T_0 = 293$ К), К.

Масса угля, участвующего в процессе самонагрева $\Delta m_{\text{угля}}$ определяется как:

$$\Delta m_{\text{угля}} = V_i \cdot \Pi \cdot \rho_{0_y}, \quad (7)$$

где V_i - объем элементарной ячейки, м³; Π - коэффициент потерь угля, доли; ρ_{0_y} - насыпная плотность угля, значение которой определяется как

$$\rho_{o_y} = \rho_y \cdot \left(1 - N_{i,j}\right), \quad (8)$$

ρ_y - плотность монолита угля, кг/м³; $N_{i,j}$ - пористость угольной массы; τ_1 - временной шаг итерации, с.

Проведенные исследования функциональной зависимости по расчету температуры, полученной на основании уравнения теплового баланса с использованием методов дисперсионного анализа, позволили установить степени влияния факторов, входящих в функцию расчета температуры.

Основные переменные, входящие в исследуемую нами зависимость, были сгруппированы по общим характерным признакам: горногеологические параметры (величина потерь угля, локальные потери, мощность пласта), технологические параметры (скорость подвигания очистного забоя, количество воздуха, поступающего в очистной забой), физико-химические характеристики угля (константа скорости сорбции, температурный коэффициент скорости сорбции), геометрические параметры - размеры элементарных ячеек (ΔX , ΔY), принимаемые при построении квазимодели выработанного пространства.

Проведенная оценка степени влияния факторов на зависимости по расчету температуры показала, что наиболее влияющими являются факторы, характеризующие физико-химические свойства угля (U_0 и E). Особенно выделяется на фоне остальных факторов влияние константы скорости сорбции (89,02 %). С физической точки зрения данный факт говорит нам о том, что именно природа и внутренняя структура угля, его активность играют определяющую роль в процессе низкотемпературного окисления. Данный результат подтверждается и практикой, когда у менее активных углей при благоприятных условиях к самовозгоранию (наличию значительных объемов угля, достаточного количества кислорода) не наблюдается роста температурного фона.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Разработанная математическая модель и проводимые на ее основе расчеты позволяют отслеживать и проводить контроль за процессами тепломассопереноса, происходящими в выработанном пространстве. Полученные результаты и проведенный на их основе анализ оптимизируют процесс выбора того или иного технологического режима, позволяют разработать дополнительные рекомендации и мероприятия с целью обеспечения пожаробезопасности при ведении горных работ.

2. Проведенная серия практических расчетов с целью подтверждения правомерности и достоверности результатов решений при моделировании процессов тепломассопереноса в выработанных пространствах подтверждает корректность разработанного метода и работоспособность реализованного на его основе специализированного пакета прикладных программ.

3. Проведенные исследования и анализ функциональной зависимости по расчету температуры позволили установить, что наибольшее влияние на результирующий признак T_i оказывают физико-химические свойства угля (константа скорости сорбции, температурный коэффициент скорости сорбции).

1. Глущберг Е.И. Теоретические основы прогноза и профилактики шахтных эндогенных пожаров. – М.: Недра, 1986. – 160 с.
2. Чеховских А.М. Расчет температурного поля в выработанном пространстве / А.М. Чеховских, Е.Г. Давыдов, Г.В. Калякин, П.В. Емелин // Труды XI Симпозиума по горению и взрыву. «Химическая физика процессов горения и взрыва». – Черногловка, 1996. – Т.1. – С. 192-195.
3. Математическое моделирование самонагревания угольного пласта. Mathematical modeling of spontaneous heating of accalled / Edvard Johnne / Reht Invest, 1990. – С. 112-124.
4. Урман В.А. Исследования влияния дизъюнктивов на пожароопасность угольных пластов // 11-я Научно-техническая конференция. Коммунарск. горнометаллургический институт. – Луганск, 1969. – С.167-168.
5. Веселовский В.С. Прогноз и профилактика эндогенных пожаров / В.С. Веселовский, Л.П. Виноградова. – М.: Наука, 1975.

Получено 11.04.2007

УДК 622.4

Д.Т. Окасов

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

КОЛИЧЕСТВО ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ВОЗДУХА ДЛЯ СНИЖЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ТОКСИЧНЫХ КОМПОНЕНТОВ ВЫХЛОПА МАШИН С ДВС ДО ПДК В РУДНИЧНОМ ВОЗДУХЕ

Обеспечение снижения концентрации токсичных компонентов выхлопа в рудничной атмосфере до санитарных норм производится путем разбавления вредных компонентов выхлопа до ПДК. При работе машин с ДВС отработавшие газы выделяются непосредственно на рабочих местах, их вынос на исходящую струю в междусменный перерыв, как это происходит при взрывных работах, невозможен. 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 настоящей статье предпринята попытка проанализировать и усовершенствовать принятые в РК методики расчёта количества воздуха для проветривания горных выработок и уточнить норматив расхода воздуха на единицу номинальной мощности двигателя.

В отечественной и зарубежной практике для удаления поступивших в рудничную атмосферу отработавших газов (проветривания) в выработки подаётся свежий воздух в объёме, достаточном для статического разбавления вредных компонентов выхлопа до ПДК. Количество воздуха для проветривания определяют двумя способами:

- по выделению отработавших газов при работе самоходного оборудования (по статическому разбавлению вредных компонентов отработавших газов до ПДК);
- по нормам расхода воздуха на единицу номинальной мощности двигателя.

Действующее на территории Республики Казахстан «Временное методическое пособие по расчёту количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт» [1],

позволяет рассчитать необходимое количество воздуха для проветривания обоими способами.

Первый способ. Расчет количества воздуха для проветривания Q (м³/с) по выделению отработавших газов при работе самоходного оборудования (расчет по статическому разбавлению вредных компонентов выхлопа до ПДК. *Прим. автора*) определяется по формуле [1, 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, м³/с;

K_p – коэффициент разбавления вредных газов, выделяемых двигателем;

$K_n = 1,2$ – коэффициент неравномерности газовой выделенности;

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

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

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

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 предельно допустимых концентраций оксидов азота (NO_x)=0,0001 % и оксида углерода (CO)=0,0016 %;

V_g – объём выработки, где работает самоходное оборудование, м³;

t_p – время рейса машины с ДВС, с.

Второй способ. Если полученное по формуле (1) количество воздуха ниже нормативного, то в расчет принимают 5 м³/мин на л.с. номинальной мощности ДВС [1], т.е. расчет по формуле (1) производят по нормам расхода воздуха на единицу номинальной мощности двигателя.

В высокоразвитых странах, занимающихся производством и поставкой горных машин на рынок Республики Казахстан, принято нормирование удельных выбросов ДВС. Нормирование предусмотрено следующими документами: в США – EPA (1995 г.); в странах ЕС – EURO-I (1994 г.) и EURO-II (1997 г.). По этой причине в фирменной документации на самоходное оборудование указываются показатели удельных выбросов ДВС. Однако при поставке самоходного дизельного оборудования на рудники Республики Казахстан поставщик, в соответствии с «Инструкцией...» [2, с. 6], обязан указать концентрацию и количество отработавших газов во всех областях рабочих режимов двигателя, а не показатели удельных выбросов ДВС. В связи с этим возникают трудности, связанные с запросом и получением дополнительных данных о концентрации и количестве отработавших газов во всех областях рабочих режимах двигателя. Указанные трудности связаны с тем, что в зарубежных и отечественных нормативных документах, распространяющихся на самоходное подземное оборудование, нормируются разные показатели токсичности ДВС: соответственно удельные выбросы (г/(кВт·ч)) и концентрация токсичных веществ отработавших газов (% объёма). Удельные выбросы, концентрацию токсичных веществ и количество отработавших газов e (г/(кВт·ч)) во всех областях рабочих режимов двигателя можно выразить зависимостью [3]:

$$e = C_{т.к.} \cdot q_{уд.о.г.}, \quad (3)$$

где $C_{т.к.}$ – концентрация токсичного компонента в отработавших газах на определенном режиме работы ДВС, г/м³;

$q_{y0.o.z.}$ – удельное количество отработавших газов на определенном режиме работы ДВС, $\text{м}^3/(\text{кВт}\cdot\text{ч})$;

$$q_{y0.o.z.} = q_{o.z.}/N, \quad (4)$$

где $q_{o.z.}$ – количество отработавших газов, выбрасываемое двигателем за 1 час на определенном режиме работы, $\text{м}^3/\text{ч}$;

N – мощность, развиваемая двигателем на определенном режиме работы.

Учитывая изложенное, далее авторами предложен усовершенствованный способ расчета количества воздуха, необходимого для проветривания горных выработок по фактору разбавления отработавших газов до ПДК.

Цель предлагаемого способа расчета:

1. Повысить точность определения количества воздуха, необходимого для обеспечения ПДК токсичных компонентов выхлопа в воздухе горных выработок, за счёт установления зависимости между количеством токсичных компонентов отработавших газов и их ПДК в рудничном воздухе.

2. Переход от концентрации токсичных компонентов отработавших газов, нормируемых на выхлопе в РК, и количества отработавших газов во всех областях рабочих режимов двигателя к нормированию удельных выбросов токсичных компонентов ДВС, применяемых в подземных горных выработках РК.

3. Определить удельное количество воздуха, необходимого для обеспечения ПДК токсичных компонентов отработавших газов, в зависимости от удельных выбросов токсичных компонентов ДВС.

Основным токсичным компонентом для определения потребного количества воздуха для проветривания q являются оксиды азота [4; 5; 6]. Эффективность применяющихся нейтрализаторов отработавших газов по оксидам азота равна нулю, их содержание до и после газоочистки одинаково [7; 8; 9]. Поэтому предложенный ниже расчет основывается на удельных выбросах оксидов азота.

Для определения количества воздуха по фактической загруженности ДВС необходимо учитывать коэффициент загруженности двигателя

$$k = N/N_e, \quad (5)$$

где N_e – номинальная (эффективная) мощность ДВС, кВт.

Согласно «Инструкции ...» [2, с. 9] 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 $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 л.с. номинальной мощности дизельных двигателей и $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ номинальной мощности бензиновых двигателей.

Однако минимальное нормативное значение $n=0,11 \text{ м}^3/(\text{с}\cdot\text{кВт})$ и $n=0,14 \text{ м}^3/(\text{с}\cdot\text{кВт})$ (5 и $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 л.с.) отличается от фактически необходимого значения n , колеблющегося в широких пределах: от $0,03$ до $0,23 \text{ м}^3/(\text{с}\cdot\text{кВт})$ ($1,8$ – $13,6 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 кВт) номинальной мощности двигателя [10; 11; 12; 13].

В связи с вышесказанным, для определения удельного количества воздуха n_x ($\text{м}^3/(\text{кВт}\cdot\text{с})$), обеспечивающего снижение концентрации вредных веществ выхлопа в рудничной атмосфере до санитарных норм, предлагается уравнение, увязывающее удельные выбросы выхлопа и ПДК токсичных компонентов отработавших газов:

$$n_x = e_{NO_x}/\text{ПДК}_{NO_x}, \quad (6)$$

где e_{NO_x} – удельные выбросы NO_x на определенном режиме работы ДВС, $\text{г}/(\text{кВт}\cdot\text{с})$.

$ПДК_{NO_x}$ – ПДК по оксидам азота в пересчёте NO_2 в рудничной атмосфере, $г/м^3$.

Количество воздуха для проветривания q_p ($м^3/с$) по выделению отработавших газов при работе самоходной машины

$$q_p = n_x \cdot N \approx n_x \cdot N_e \cdot k. \quad (7)$$

где e_{NO_x} – удельные выбросы NO_x на определенном режиме работы ДВС, $г/(кВт \cdot с)$.

N_e – номинальная (эффективная) мощность ДВС.

При одновременной работе нескольких машин количество воздуха, необходимого для проветривания, рассчитывается для каждой отдельно, а затем суммируется с учётом K_o – коэффициента одновременности работы машин с ДВС.

Для обеспечения ПДК в воздухе рабочей зоны должно выполняться условие: фактическое количество воздуха для проветривания должно быть больше или равно расчётному количеству воздуха для проветривания $q_p \leq q$.

В табл. 1 приведены значения удельного количества свежего воздуха (n_x) для обеспечения ПДК токсичных компонентов выхлопа в горных выработках некоторых стран мира.

Если принять, что в отработавших газах содержатся 93 % NO и 7 % NO_2 от общего количества NO_x [4], то удельное количество выбросов NO и NO_2 равно:

$$e_{NO} = 0,93 \cdot 0,0018 = 0,00167 \text{ г/(кВт} \cdot \text{с)}; e_{NO_2} = 0,07 \cdot 0,079 = 0,0055 \text{ г/(кВт} \cdot \text{с)}.$$

Подставив указанные значения в формулу (5), получим:

$$n_{(NO)} = 0,036 \text{ м}^3 / (\text{кВт} \cdot \text{с)}; n_{(NO_2)} = 0,014 \text{ м}^3 / (\text{кВт} \cdot \text{с)}.$$

Приняв, что оксид и диоксид азота оказывают однонаправленное действие на человеческий организм, получим, что потребное количество воздуха в США для обеспечения ПДК составит $0,036 + 0,014 = 0,05 \text{ м}^3 / (\text{кВт} \cdot \text{с)}.$

Таблица 1

Удельное количество свежего воздуха (n) для обеспечения ПДК
токсичных компонентов выхлопа

| Страна | Исходные данные для расчёта | | | | | |
|-----------|--|--|-------------------|-------------------------|------------------------------------|--|
| | e_{NO_x} , г/(кВт·ч) (г/(кВт·с)) | ПДК $_{NO_x}$, % объёма (г/м ³) | | | n_x , м ³ /(кВт·с) | n_x , м ³ /(л.с.·мин) (м ³ /(кВт·мин)) |
| | | NO _x | NO | NO ₂ | | |
| Казахстан | 7 (0,0019) | 0,00026 (0,005) | – | – | 0,38 | 16,8 (22,8) |
| Россия | 7 (0,0019) | 0,00026 (0,005) | – | – | 0,38 | 16,8 (22,8) |
| Англия | 7 (0,0019) | 0,00092 (0,017) | – | – | 0,11 | 4,9 (6,7) |
| Германия | 7 (0,0019) | 0,00055 (0,01) | – | – | 0,19 | 8,4 (11,4) |
| Чехия | 7 (0,0019) | 0,0017 (0,032) | – | – | 0,06 | 2,6 (3,6) |
| Канада | 7 (0,0019) | 0,0005 (0,0095) | – | – | 0,20 | 8,8 (12,0) |
| Швеция | 7 (0,0019) | 0,002 (0,038) | – | – | 0,05 | 2,2 (3,0) |
| Финляндия | 7 (0,0019) | 0,0005 (0,0095) | – | – | 0,2 | 8,8 (12,0) |
| США | 6,4 (0,0018) | – | 0,0025 (0,047) | 0,0005 (0,0095)) | 0,05 | 2,2 (3,0) |

Примечания. 1. $e_{NO_x} = 7 \text{ г/(кВт} \cdot \text{ч)}$ принято по EURO-II (1997 г.) для стран, применяющих европейское оборудование. 2. $e_{NO_x} = 6,4 \text{ г/(кВт} \cdot \text{ч)}$ принято по EPA (1995 г.) для США. 3. В США нормируются NO и NO_2 .

Из анализа табл. 1 следует, что результаты, полученные по формуле (5), для Республики Казахстан и России превосходят показатели других стран в несколько раз. Это объяс-

няется тем, что в странах, указанных в табл. 1 (кроме Республики Казахстан и России), численные значения ПДК_{NOx} в несколько раз выше, чем в РК и России, то есть менее жесткие.

Правильность расчетов подтверждается хорошей сходимостью рассчитанных для США и Германии значений n_x с имеющимися для этих стран нормативными значениями подачи свежего воздуха на единицу мощности. Учитывая, что максимально допустимое содержание в атмосфере нормируемых компонентов выхлопа ДВС в различных странах различное (табл. 1), то соответственно и нормативы количества воздуха для проветривания горных выработок тоже различны (табл. 2) [10; 14÷16].

Если сравнить $n_x=16,8 \text{ м}^3/(\text{л.с.} \cdot \text{мин})$ для РК и России, приведенное в табл. 1, 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» отметил, 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 [17].

Таблица 2

Норматив подачи свежего воздуха на единицу мощности

| Страна | Значение норматива подачи свежего воздуха | |
|----------------------|---|--|
| | м ³ /мин на 1 кВт мощности ДВС | м ³ /мин на 1 л.с. мощности ДВС |
| Республика Казахстан | 6,8 | 5,0 |
| Россия | 6,8 | 5,0 |
| США | 3,7 | 2,72 |
| Германия | 4,6; 5,5; 7,4; 11,1 | 3,4; 4,08; 5,44; 8,16 |

Примечание. В Германии значения норматива подачи свежего воздуха 8,16; 5,44; 4,08; 3,4 м³/мин на 1 кВт приняты в соответствии с содержанием СО в отработавших газах менее 0,12; 0,08; 0,06; 0,05 % объёма.

Возникает вопрос: как обеспечивается ПДК в некоторых горных выработках на рудниках Республики Казахстан, в которые воздух подается из расчёта $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 л.с. номинальной мощности ДВС? Это можно объяснить тем, что самоходные машины только часть рабочего времени эксплуатируются на номинальной мощности. Поэтому для обеспечения ПДК в горных выработках, где самоходное оборудование часть рабочего времени эксплуатируется не на номинальной мощности, при расчёте по фактическому выделению отработавших газов, в среднем требуется в 5,5–6,6 раза меньшее количество свежего воздуха, чем при одновременной работе всех машин с ДВС на номинальной мощности [18].

На основании приведенного расчета можно утверждать, что обеспечение ПДК в горных выработках на рудниках РК при подаче $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 л.с. номинальной мощности ДВС возможно, если общая загруженность всех работающих ДВС во время отбора проб не превышала 30 % от суммарной номинальной мощности этих машин ($0,3 \cdot \sum N_e$).

Учитывая вышеизложенное, в формуле (7) введен коэффициент загруженности ДВС на определенном режиме работы k , а в формулу (6) e_{NOx} - удельные выбросы NO_x для этого же режима работы ДВС, что позволяет определить фактическое количество воздуха, необходимого для обеспечения ПДК в горных выработках при работе самоходных машин с ДВС на определенном режиме с соответствующим количеством выбросов (расчёт по фактическому выделению токсичных компонентов отработавших газов).

Если самоходное оборудование эксплуатируется в выработках на номинальной мощности с максимальным количеством отработавших газов (например, в протяженных авто-

транспортных уклонах), то принятые в РК значения ПДК при подаче 5 м³/мин на 1 л.с не могут быть обеспечены, в связи с чем в эти горные выработки необходимо подавать свежий воздух из расчёта 16,8 м³/(л.с·мин) при удельных выбросах применяемых ДВС $e_{NO_x}=7$ г/(кВт·ч).

Необходимо отметить, что значения n_x , приведенные в табл. 1, получены для нормативных показателей e_{NO_x} по EURO-II (1997 г.) и EPA (1995 г.). Если фактические значения e_{NO_x} применяемых ДВС меньше нормативных, то значения n также будут меньше. Однако для двигателей самоходных машин, применяемых на рудниках Республики Казахстан, фактические показатели $e_{NO_x} = 6,77 \div 9,2$ г/(кВт·ч) [19], поэтому значения n_x для Республики Казахстан (ПДК_{NO_x} = 0,005 г/м³) могут колебаться от 16,6 до 22,5 м³/(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 при расчёте количества воздуха q_p по формуле (7) рекомендуется принимать максимально возможное значение e_{NO_x} , при работе ДВС на номинальной мощности при $k=1$.

Таким образом, уменьшение потребности рудников в свежем воздухе может быть достигнуто за счёт снижения кратности разбавления отработавших газов по оксидам азота. Один из путей решения проблемы – нормирование содержания в воздухе рабочей зоны оксида азота (NO) по опыту США [20] или нормирование оксидов азота (NO_x) по опыту Швеции, Чехии или Англии.

Список литературы

1. Временное методическое пособие по расчёту количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт (Рассмотрено коллегией Госгортехнадзора Казахской ССР 15.03.90 г. № 3-11, согласовано с Госгортехнадзором СССР). – Алма-Ата, 1990. – 32 с.
2. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках (Утверждена Госгортехнадзором СССР). – М.: Недра, 1973. – 32 с.
3. Окасов Д.Т. Определение количества воздуха для обеспечения ПДК в горных выработках при работе машин с двигателями внутреннего сгорания //Материалы конференции «Актуальные вопросы развития технологии добычи и переработки руд цветных и благородных металлов». – Усть-Каменогорск, 2005. – С. 16-21.
4. 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.
5. Hilt J. A munkahelyi szellőztetés a dízel-hidraulikus berendezések alkalmazása esetén //Bányász. és kohász. lapok. Bányász, 1982, 115, № 8, 541-546. ISSN 0523-3512 HU (венг.; рез. рус., англ., нем., фр.).
6. Васильковский В.Е. Влияние различных добавок на поглощение оксидов азота из отработавших газов дизельных двигателей растворами окислителя /В.Е. Васильковский, В.И.Федорченко //Актив. рабоч. органы строит. и дор. машин. – Караганда, 1983 (рус.).
7. Временное руководство по контролю состава воздуха подземных рудников (Согласовано с Госгортехнадзором СССР). – М.: 1983. – 87 с.
8. Жуков Г.И. Нейтрализация отработавших газов на подземном самоходном оборудовании и карьерном транспорте //Горный журнал. – 1996. – № 7-8. – С. 86-88.
9. Lawson A. Emission control of underground diesels //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.).
10. Dreyer H. Das Problem der Schadstoffe beim starker Einsatz von Dieselmotoren unter Tage //Fifth Symp. Salt. Vol. 1: Introd., Geol., Tectonics, Mineral., Geochem., Dry Mining, Rock Mech., Cleveland, Ohio: 1980, 219-229 (нем.).
11. 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 ЦНИИЭИтракторосельхозмаш, 13.07.82. – № 293.

12. Паршин Я.Д. Результаты промышленных исследований по нормализации рудничной атмосферы при работе машин с дизельными двигателями / Я.Д.Паршин, Г.В. Никитенко //Снижение токсичности отработавших газов двигателей внутреннего сгорания. – М., 1982. – С. 9-16. Библиогр. 15 назв.; Деп. в ЦНИИТЭИтракторосельхозмаш, 13.07.1982. – № 293.
13. Ramani R.V. Atmospheric environmental planning //Comput. Meth. 80's Miner. Ind., New York, N. Y., 1979, 497-505 (англ.). Место хранения ГПНТБ СССР.
14. Miekus J., Nedza Z., Struminski A. Przewietrzane wyrobisk gorniczych wyposazonych w maszyny z silnikami spalinowymi //Rudy i met. niezel., 1981, 26, № 9, 485-488 (пол.; рез. рус., англ., франц., нем.).
15. Bottcher W. Der Einsatz gleisloser Dieselfahrzeuge unter Tage aus der Sicht der hessischen Bergbehörde //Kali und Steinsalz, 1977, 7, № 3, 124-127 (нем.).
16. Greig I.D. Diesel exhaust emissions //J. Mine Vent. Soc. S. Afr., 1980, 33, № 6, 89-95 (англ.).
17. Смайлис В.И. Малотоксичные дизели. – Л.: Машиностроение, 1972. – 128 с.
18. Жалин Н.И. Особенности выделения и разбавления выхлопных газов рудничных дизельных машин //Сборник трудов ВНИИцветмет. – 1975. – № 25. – С. 142-145.
19. 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.
20. Code of Federal Regulations 30. Parts 1 to 199. Revised as of July 1, 2002. Mineral Resources. Containing a codification of documents of general applicability and future effect. As of July 1, 2002. With Ancillaries. Published by Office of the Federal Register National Archives and Records Administration. A Special Edition of the Federal Register.

Получено: 26.04.07

УДК 622.412

Д.Т. Окасов, З.К. Тунгушбаева
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

ИНДИКАТОРНАЯ ТРУБКА ДЛЯ ОТБОРА ГАЗОВЫХ ПРОБ ЭКСПРЕСС-МЕТОДОМ

Условия подземных рудников являются очень сложными для осуществления санитарного контроля. Разбросанность и постоянное движение фронта горных работ, труднодоступность многих выработок, сложность подключения приборов к источникам питания, необходимость в некоторых случаях отбора проб в респираторах – всё это предъявляет повышенные требования к выбору методов и средств анализа состава рудничного воздуха [1, с. 13].

При проведении анализов всегда проявляются ошибки: систематические, случайные и промахи [1, с. 14].

Методы контроля воздуха подразделяются на две группы [1, с. 14]:

1) экспресс-анализ (экспресс-метод) компонентов непосредственно в подземных выработках;

2) химический анализ проб рудничного воздуха, доставленных в лабораторию.

Учитывая, что концентрацию вредных веществ в воздухе во многих случаях можно быстро установить экспресс-методом с помощью индикаторных трубок, данный метод широко применяют при определении токсичных компонентов в рудничном воздухе. Основными преимуществами указанного метода являются: быстрота проведения анализа и получение результата непосредственно на месте отбора пробы воздуха; простота метода и аппаратуры, что позволяет производить анализ лицам, не имеющим специальной подготовки; малая масса комплекта и низкая стоимость анализа; не требуется регулировка и настройка аппаратуры непосредственно перед проведением анализов; не требуется источник электрической и тепловой энергии.

Согласно ГОСТ 12.1.014 [2, с. 3], относительная погрешность измерения концентрации вредных веществ в воздухе индикаторными трубками не должна превышать $\pm 35\%$ в интервале от 0,5 до 2,0 ПДК и $\pm 25\%$ при концентрациях выше 2 ПДК при климатических условиях: температура окружающей среды - от 15 до 30° С; относительная влажность - от 30 до 80 %; барометрическое давление - от 90 до 104 кПа (675-780 мм рт. ст.). Допускается в интервале от 0,5 до 1,0 ПДК увеличение погрешности до $\pm 60\%$ [3, с. 207].

Для пропускания анализируемого воздуха через индикаторную трубку используют различные устройства. Они должны обеспечивать отбор проб с погрешностью $3\div 5\%$ [3, с. 209].

При одновременном определении концентрации оксидов азота и оксида углерода экспресс-анализом двумя поверенными приборами ГХ – 4 (меховой аспиратор сильфонный АМ-5 и индикаторные трубки – ТИ на NO_x и CO) в воздухе автотранспортного уклона Артемьевского рудника, были получены не аналогичные показатели концентраций NO_x и CO , хотя замеры производились на расстоянии не более 1 м. Это различие можно объяснить влиянием человеческого фактора. Ошибки возможны при подсчёте количества качаний, при недожиге аспиратора АМ-5, выполнении качаний при неполном расправлении сильфона аспиратора и т.д.

Для снижения влияния человеческого фактора и погрешности мехового аспиратора АМ-5, требующего периодической поверки, предложено устройство для отбора газовых проб экспрессным методом (индикаторная трубка), исключающее необходимость применения аспиратора [4].

Индикаторная трубка выполнена в виде стеклянной трубки с запаянным концом. Содержит индикаторный порошок, закрепленный воздухопроницаемыми фиксаторами. Трубка с порошком размещена в вакуумированном стеклянном цилиндре с плоским и воронкообразным торцами, причем запаянный конец стеклянной трубки герметично закреплён в воронкообразном торце стеклянного цилиндра, а противоположный конец стеклянной трубки снабжен диафрагмой с калиброванным отверстием.

Такое выполнение индикаторной трубки позволяет использовать вакуумированный стеклянный цилиндр в качестве аспиратора для протягивания вредных газов через стеклянную трубку с индикаторным порошком. В результате исключается влияние человеческого фактора, так как отпадает необходимость многочисленных (до 10) ручных качаний аспиратором типа АМ-5 и повышается точность измерений.

Конструкция устройства для отбора газовых проб экспрессным методом изображена на рисунке 1.

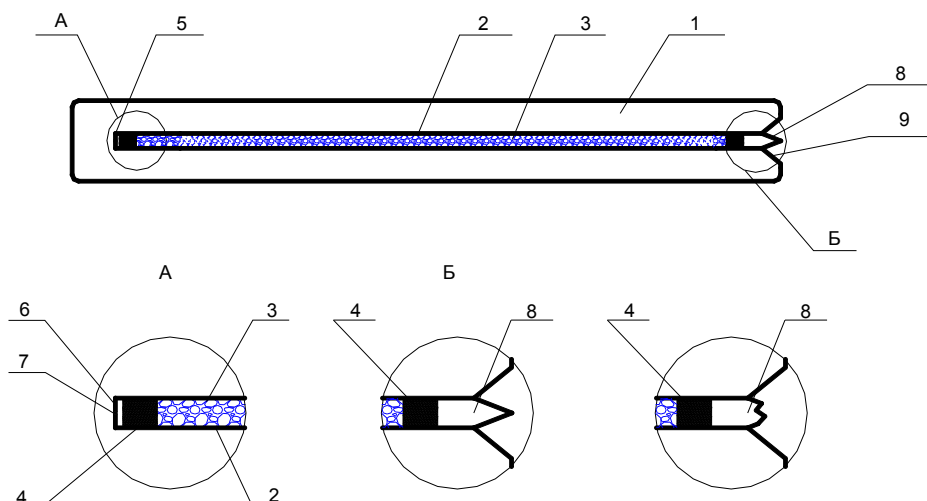


Рисунок 1 – Устройство для отбора газовых проб (индикаторная трубка): 1 - вакуумированный стеклянный цилиндр; 2 - стеклянная трубка; 3 - индикаторный порошок; 4 - воздухопроницаемый фиксатор; 5 - конец стеклянной трубки с диафрагмой; 6 - диафрагма; 7 - калиброванное отверстие; 8 - обламываемый конец стеклянной трубки; 9 - воронкообразный торец вакуумированного стеклянного цилиндра

Индикаторная трубка выполнена в виде размещенной в вакуумированном стеклянном цилиндре (1) стеклянной трубки (2) с индикаторным порошком (3), закрепленным воздухопроницаемыми фиксаторами (4), причем один её конец (5) снабжен диафрагмой (6) с калиброванным отверстием (7), а другой обламываемый конец (8) запаян и герметично закреплен в воронкообразном торце (9) вакуумированного стеклянного цилиндра (1). Стеклянный цилиндр (1) выполнен с заданной вместимостью, что позволяет протянуть требуемый объем воздуха через индикаторный порошок (3). На наружной поверхности стеклянного цилиндра (1) изображена формула определяемого газа и измерительная шкала, выполненная в виде кольцевых линий (на рисунке не показано).

Индикаторную трубку применяют следующим образом. В исследуемой рудничной атмосфере у стеклянной трубки (2) обламывают конец (8) (рис. 1). Под действием разрежения, имеющегося в вакуумированном стеклянном цилиндре (1), исследуемый воздух протягивается через индикаторный порошок (3) в заданном объеме, зависящем от вместимости цилиндра (1) и созданного в нем разрежения. Скорость протягивания воздуха ограничивается калиброванным отверстием (7). После отбора пробы определяют содержание контролируемого компонента в исследуемой газовой смеси путем сравнения длины изменившего окраску индикаторного порошка (3) со шкалой, нанесенной в виде кольцевых линий на наружной поверхности стеклянного цилиндра (1). После чего результаты измерения необходимо привести к нормальным условиям.

Предложенное устройство (индикаторная трубка) позволяет исключить применение аспираторов типа АМ-5 и влияние человеческого фактора на результаты измерений концентраций в воздухе вредных газов и тем самым повысить точность измерений.

Список литературы

1. Временное руководство по контролю состава воздуха подземных рудников. – М., 1983. – 87 с.
2. ГОСТ 12.1.014-84. Система стандартов безопасности труда. Воздух рабочей зоны. Методы измерения концентраций вредных веществ индикаторными трубками. – Введ. 1986-01-01. – М.: Государственный комитет СССР по стандартам: Изд-во стандартов, 1987. – 9 с.
3. Руководство по контролю вредных веществ в воздухе рабочей зоны. – М.: Химия, 1991. – 368 с.
4. Предварительный Пат. 16724 Республики Казахстан. Индикаторная трубка для отбора и анализа проб рудничного воздуха экспресс-методом /Созонов А.Ф., Гребенщиков Л.С., Петров В.В., Окасов Д.Т., Ажибеков С.Б.; Опубл. 15.12.2005, Бюл. № 12. – 3 с: ил.

Получено 12.04.07

УДК 681.5.015.75

Ж.Ш. Узденбаев

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

ДИНАМИЧЕСКИЕ ОЦЕНКИ ВЗАИМНОЙ КОРРЕЛЯЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ

В передельных процессах, в частности металлургии, достаточно часто встречаются задачи контроля, оценок свойств материалов, формализованные описания которых позволили бы повысить эффективность управления технологическим процессом. При этом на процедуру оценок влияют такие случайные возмущения, как физические свойства материала, несовершенство технологии, отклонения от регламента и т.п.

Рассматривается технологический процесс агломерации шихты. Процесс обжига имеет целью удалить из концентрата серу, так как присутствие в концентрате серы делает невозможным успешное проведение последующей плавки [1]. В то же время при обжиге сульфидных материалов содержащаяся в них сера, сама являясь топливом, обеспечивает выделение для процесса большого количества тепла. Поэтому температура в зоне спекания и содержания серы в шихте являются совокупным, основным фактором, влияющим на степень десульфуризации. Оценка взаимосвязанного изменения этих коррелированных параметров может быть использована в качестве дополнительной информации о ходе десульфуризации. Кроме того, если учесть, что переход серы в готовый агломерат в достаточной мере определяется ее выжигом, то информация приведенного содержания серы в агломерате. Для контроля процесса десульфуризации используется содержание SO_2 в отходящих газах. Графики изменений температуры зоны спекания и содержания SO_2 приведены на рис. 1.

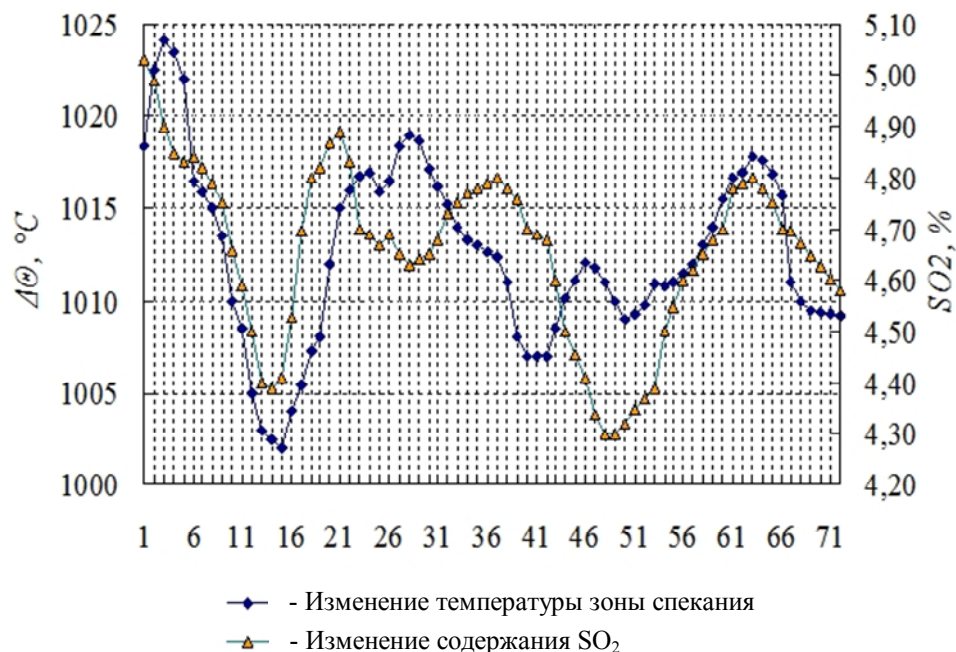


Рисунок 1 – Графики изменений температуры зоны спекания и содержания SO₂

Сущность рассматриваемого метода базируется на том, что в данный момент времени источник информации (датчик) может выдавать значение из сравнительно небольшого множества допустимых показаний, определенных предысторией процесса и показаниями других датчиков, измеряющих взаимосвязанные компоненты.

Для нахождения множества допустимых показаний требуется построение в том или ином виде модели источника измерительной информации. Зачастую измеряемые параметры не поддаются описанию детерминированными методами в достаточной степени или требуется использование сложных моделей, неоправданных с точки зрения ресурсов системы или затрат на их реализацию. В таких случаях оправданным оказывается применение статистических методов, учитывающих неизмеряемые отклонения, шумы и погрешности реальных процессов при сравнительно невысокой сложности вычислений. В связи с вышесказанным, при выборе принципа построения рассматриваемых цифровых фильтров учитывается следующее:

1. Модель должна использовать предысторию процесса.
2. Модель должна использовать взаимосвязи компонентов.
3. Модель не должна зависеть от текущего уровня измерений.

Известно [2], что реальные процессы, для которых имеет смысл построение статистических моделей, достаточно хорошо аппроксимируются линейными моделями авторегрессии - скользящего среднего, с возможным учетом полиномиального тренда.

Предлагаемая модель оценки измерительной информации взаимно коррелированных величин x и y имеет вид:

$$\sum_{i=0}^p a_i y(k-i) + \sum_{i=0}^q b_i x(k-i) = V(k), \quad (1)$$

где $x(k)$, $y[k]$ - измерения соответственно x и y в момент времени k (взаимосвязанные компоненты процесса);

$V(k)$ - последовательность независимых случайных величин с одинаковым нормальным распределением.

Заметим, что не требуется стационарности x и y . Достаточно только чтобы существовала некоторая взвешенная сумма их текущих и прошлых значений, которая была бы стационарной. Таким образом, предложенная модель описывает не изменение самих процессов x и y , а согласование между их изменениями, что делает ее независимой от текущих уровней и колебаний.

Заметим также, что $V(k)$ можно интерпретировать как ошибки предсказания действительного значения $y(k)$ прогнозом, вычисленным по регрессионным формулам

$$\bar{y} = \sum_{i=1}^p a_i y(k-i) + \sum_{i=1}^q b_i x(k-i). \quad (2)$$

Очевидно, что если x и y – стационарные коррелированные процессы, то $V(k)$ окажутся независимыми и некоррелированными с x и y . P , q , a и b выбираются такими, чтобы для начальной выборки из N измерений второй момент V , т.е.

$$\sum_{i=\max(p,q)}^N (V(i))^2, \text{ был минимален.}$$

После построения модели вида для вновь поступающих измерений x и y вычисляются отклонения в соответствии с формулой (1).

Невыполнение гипотезы может свидетельствовать о возможных нарушениях технологического процесса, дрейфе показаний, дополнительных шумах и других искажениях или об изменении самой модели. Т.е., изменение модели вызывается согласованным изменением x и y .

Полученная модель выглядит следующим образом:

$$\sum_{i=0}^l 217,8 \cdot y(k-i) + \sum_{i=0}^l x(k-i) \rightarrow 0,$$

где $y(k-i)$ - содержание SO_2 в отходящих газах;

$x(k-i)$ - температура зоны спекания.

График оценок динамической корреляции содержания SO_2 в отходящих газах и температуры зоны спекания приведен на рис. 2. Значение СКО составляет 2,45 % от среднего значения.

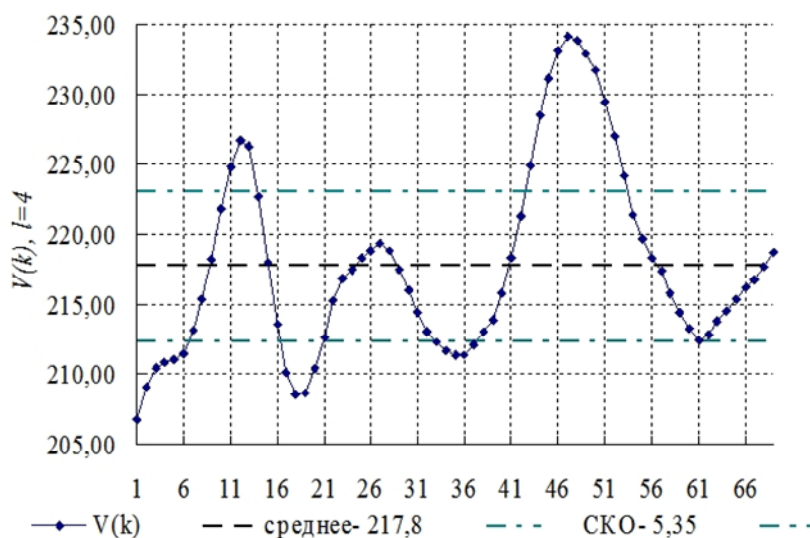


Рисунок 2 – График оценок динамической корреляции содержания SO_2 в отходящих газах и температуры зоны спекания

Описанный в данной работе способ динамических оценок взаимной корреляции технологических параметров позволяет использовать измерения взаимосвязанных параметров для организации дополнительного канала контроля хода технологического процесса. При этом значение стандартной ошибки для конкретного объекта составило 2,45 % от среднего значения функций оценок.

Список литературы

1. Зайцев В.Я. Металлургия свинца и цинка / В.Я. Зайцев, Е.В. Маргулис. – М.: Металлургия, 1985.
2. Бендат Дж. Прикладной анализ случайных данных / Дж. Бендат, А. Пирсол. – М: Мир, 1989. – с.540

Получено 15.05.07

УДК 681.5.015.3

Ж.Ш. Узденбаев

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

АНАЛИТИЧЕСКИЙ ФИЛЬТР ОЦЕНОК ПРИ НАЛИЧИИ ПОМЕХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ХАРАКТЕРА

При использовании для построения фильтров классической теории фильтрации Колмогорова-Винера входные воздействия являются стационарными случайными процессами, статические характеристики полезного сигнала и помехи должны быть известны, т.е. должны быть заданы математические ожидания и корреляционные функции или спектральные плотности, выявление которых в прикладных задачах представляет определенные трудности. В таких случаях возникает задача построения адаптивных цифровых

фильтров, использующих накопленную текущую информацию для устранения неопределенности из-за недостаточной априорной информации с целью оптимизации избранного показателя качества [1].

Одним из основных возмущающих каналов, оказывающих влияние на температурный режим процесса спекания шихты, является влажность шихты, поступающей на спекание [2]. Оперативная информация о влажности шихты отсутствует, её контроль производится визуально аппаратчиком - по комкуемости при сжимании в руке. На основании такого «ручного» анализа аппаратчик меняет расход воды на увлажнение. Задача заключалась в получении прогнозных оценок продольной интенсивности изменения температуры (по ходу перемещения) спекаемой шихты в зависимости от степени увлажнения шихты. Степень увлажнения шихты оценивалась косвенным путем - с использованием информации о расходе воды на увлажнение. Эта переменная рассматривается как случайная. Температура спекания контролируется датчиками, установленными в вакуум-камерах. Прогнозные оценки будут обозначены символом z . Исходные данные формированы с дискретностью один час.

Рассматривается дискретная аппроксимация $x(1\Delta t), x(2\Delta t), \dots, x(n\Delta t)$ случайного процесса $x(t)$, где n - порядковый номер цикла опроса датчика; Δt - период опроса. Без потери общности будем рассматривать случайную последовательность вида $x[1], x[2], \dots, x[n]$. Уравнение несмещенного фильтра первого порядка [1]

$$z[n] = c * x[n] + (1 - c^*)x[n - 1], \quad (1)$$

где c^* - постоянный коэффициент.

Уравнение (1) в динамической форме

$$z[n] = c[n - 1]x[n] + (1 - c[n - 1])x[n - 1]. \quad (2)$$

Качество фильтрации, оцениваемое средним квадратичным отклонением

$$I(c[n - 1]) = M\{Q(z[n], c[n - 1])\}, \quad (3)$$

где $Q(z[n], c[n - 1]) = (z[n] - S[n])^2$; $S[n] = x[n] - \eta[n]$; $\eta[n]$ - случайная переменная.

Случай 1. Пусть известна только корреляционная функция случайной переменной

$$R_{\eta\eta}[m] = M\{\eta[n]\eta[n + m]\}.$$

Функционал (3) можно представить следующим образом:

$$\begin{aligned} I(c[n - 1]) &= M\{(z[n] - x[n])^2\} + 2M\{(z[n] - x[n])\eta[n]\} + M\{\eta^2[n]\} = \\ &= (1 - c[n - 1])^2 M\{(x[n] - x[n - 1])^2\} - 2(1 - c[n - 1]) \times \\ &\times M\{(x[n] - x[n - 1])\eta[n]\} + M\{\eta^2[n]\}. \end{aligned} \quad (4)$$

Учитывая независимость $S[n]$ и $\eta[n]$,

$$M\{(x[n] - x[n - 1])\eta[n]\} = R_{\eta\eta}[0] - R_{\eta\eta}[1].$$

Функционал (4) запишется в виде

$$I(c[n - 1]) = (1 - c[n - 1])^2 M\{(x[n] - x[n - 1])^2\} - 2(1 - c[n - 1]) \cdot (R_{\eta\eta}[0] - R_{\eta\eta}[1] + R_{\eta\eta}[0]).$$

Из условия минимума этого функционала

$$\nabla_c I(c[n - 1]) = -2M\{(1 - c[n - 1])(x[n] - x[n - 1])^2\} + R_{\eta\eta}[1] - R_{\eta\eta}[0] = 0$$

получается

$$c[n] = c[n - 1] - \gamma[n]\{(1 - c[n - 1])(x[n] - x[n - 1])^2 + R_{\eta\eta}[1] - R_{\eta\eta}[0]\}, \quad (5)$$

где $\nabla_c = \frac{d}{dc}$.

Значение $\gamma[n]$ определяет величину очередного шага и зависит от номера шага и от величин $c[m]$ ($m=n-1, n-2, \dots$).

Величина $\gamma[n]$ определяется из условия минимизации величины показателя качества обучения (2) по следующей формуле:

$$\gamma[n] = \left[\sum_{m=1}^n \nabla_c^2 Q(x[m], c[n-1]) \right]^{-1}.$$

Для рассматриваемого случая

$$\gamma[n] = \left[2 \sum_{m=1}^n (x[m] - x[m-1])^2 \right]^{-1} = \left[2 \sum_{m=1}^{n-1} (x[m] - x[m-1])^2 + 2(x[n] - x[n-1])^2 \right]^{-1}.$$

Учитывая зависимость

$$(a+b)^{-1} = a^{-1} - \frac{a^{-2}b}{1+a^{-1}b},$$

можно получить

$$\gamma[n] = \frac{\gamma[n-1]}{1 + 2\gamma[n-1](x[n] - x[n-1])^2}. \quad (6)$$

Случай 2. Пусть известна только корреляционная функция полезного сигнала $R_{ss}[m] = M\{S[n]S[n+m]\}$.

В этом случае функционал (3) представим в виде

$$\begin{aligned} I(c[n-1]) &= M\{(z[n])^2\} - 2M\{z[n]S[n]\} + M\{S^2[n]\} = \\ &= M\{(z[n])^2\} - 2(c[n-1])R_{ss}[0] + (1-c[n-1])R_{ss}[1] + R_{ss}[0]. \end{aligned}$$

Из условия минимума функционала

$$\begin{aligned} c[n] &= c[n-1] - \gamma[n]\{[c[n-1](x[n] - x[n-1]) + x[n-1]] \times \\ &\times (x[n] - x[n-1]) + R_{ss}[1] - R_{ss}[0]\}. \end{aligned} \quad (7)$$

Величина $\gamma[n]$ определяется по выражению (6).

Графики изменения параметра объекта T и его оценок приведены на рис. 1.

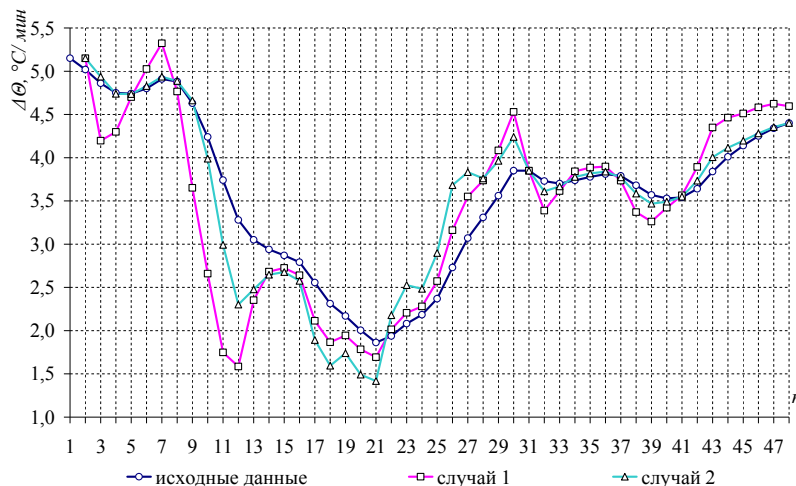


Рисунок 1 - Графики изменения продольной интенсивности изменения температуры и ее прогнозных оценок

Значения стандартных отклонений ошибок составили для случая 1 - 15,33 %, для случая 2 - 13,61 %.

Выражение (6) можно представить в виде

$$\gamma[n] = \frac{\gamma[1]}{1 + 2\gamma[1] \sum_{i=2}^n (x[i] - x[i-1])^2}.$$

Для всех

$$n > 1 \quad \gamma[n] < 1 \quad (8)$$

при $\gamma[1]=1$. Условие (8) определяет сходимость случайной последовательности $c[n]$ к c^* .

Если начиная с какого-либо номера n_0 , для всех $n \geq n_0$, $|m[n_0] - m[n]| < \varepsilon$ ($\varepsilon > 0$),

$$\text{где} \quad m[n] = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n c[i], \quad (9)$$

то величина n_0 определяет момент времени, при котором можно считать, что $M\{c[n_0]\} = c^*$. Для удобства организаций вычислений соотношение (9) запишется в рекуррентном виде

$$m[n] = m[n-1] + \frac{1}{n} (c[n] - m[n-1]). \quad (10)$$

Описанный в данной работе аналитический фильтр оценок позволяет при наличии технологических помех случайного характера изменения получить прогнозные оценки исследуемого параметра.

При этом значение стандартной ошибки для конкретного объекта составил 2,45 % от среднего значения функций оценок.

Список литературы

1. Цыпкин Я.З. Адаптация и обучение в автоматических системах. - М.: Наука, 1968.
2. Слободкин Л.В. Подготовка и агломерация свинцового сырья. - Усть-Каменогорск, 2003.

Получено 15.05.07

УДК 553.551 (574.42)

З.И.Черненко

ВКГТУ, г.Усть-Каменогорск

КАРБОНАТНЫЕ И КАРБОНАТСОДЕРЖАЩИЕ ФОРМАЦИИ - БЛАГОПРИЯТНЫЕ СРЕДЫ ДЛЯ ПРОМЫШЛЕННОГО СКОПЛЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Карбонатные и карбонатсодержащие формации пользуются широким распространением в геологических структурах Большого Алтая. Они образовались в различных геодинамических обстановках и условиях [1]. Карбонатные породы сами являются ценным полезным ископаемым и рассматриваются как благоприятная геохимическая среда для концентрации определенных типов эндогенного оруденения (Fe, Cu, Pb, Zn, Au, W и др.).

Поэтому детальное изучение карбонатных формаций и сопутствующих оруденений вызывает большой практический и научный интерес.

С карбонатными формациями пространственно связан широкий спектр различных полезных ископаемых (Fe, Cu, Co, Al, Pb-Zn, W-Mo, Au и др.) [2]. Для Восточно-Казахстанского региона среди промышленно-генетических типов редкометалльных месторождений наиболее изученными являются скарновые месторождения.

Скарновые проявления редкометалльной минерализации на территории Большого Алтая отмечаются преимущественно в подвижных тектонических структурах, на границах разнородных тектонических блоков (Иртышской зоны смятия и Рудного Алтая, Северо-Восточной зоны смятия и Горного Алтая). Скарны развиваются по известнякам, известковистым песчаникам и алевролитам под воздействием пермских гранитных интрузий калбинского и белоубинского комплексов, в меньшей степени магматитов прииртышского и змеиногорского комплексов. Рудоносные скарны размещаются обычно на контакте с гранитными массивами или на их удалении в боковых породах, контролируются зонами повышенной трещиноватости. Повышенное содержание редких металлов (W, Mo, Sn, Bi, и др.) отмечается также в скарново-полиметаллических и скарново-медных объектах.

Для развития скарнового оруденения наиболее благоприятны пачки переслаивающихся карбонатных и алюмосиликатных пород. По Ж.Д. Никольской наибольшие концентрации рудного компонента приурочены к участкам с коэффициентом однородности менее 0,5. Кроме вещественного состава толщ, существенную роль играют благоприятные физико-механические свойства пород: пористость, трещиноватость, хрупкость, способность к перекристаллизации и т.д. Различные изменения околоскарновых пород – орогование, эпидотизация и др. – могут служить дополнительным поисковым признаком. При воздействии гранитоидных интрузий на доломиты образуются магнезиальные скарны, с которыми ассоциируют железо-борное, флогопитовое, лазуритовое, тальковое и, в редких случаях, бор-оловянное оруденения.

Железорудные (магнетитовые и магнезио-ферритовые) известняково-скарновые месторождения формируются преимущественно в толщах смешанного вулканогенно-карбонатного состава, в которых пачки известняков и доломитизированных известняков сравнительно невелики по мощности (несколько метров - 100÷300 м). Крупные месторождения этого типа, связанные с монотонными карбонатными толщами, не известны. Многочисленные шеелитовые месторождения часто возникают на границе кремнистых известняков с алюмосиликатными породами кремнисто-карбонатной формации в зоне действия гранитоидов повышенной основности. В качестве промышленных примесей в них присутствуют медь, золото, молибден, мышьяк, висмут и кобальт. Бериллий-флюоритовые месторождения ассоциируют с массивами щелочных гранитов и сиенитов и обычно локализуются в известняках различного состава терригенно-карбонатных формаций (примером является месторождение Караджал Чингиз-Тарбагатайского пояса).

Скарновые месторождения локализованы в карбонатных, терригенно-карбонатных и вулканогенно-карбонатных формациях, широко распространены в складчатых областях и связаны с различными интрузивными комплексами (месторождение Тырнауз на Северном Кавказе и др.). Для платформ они в целом не характерны. Несмотря на существенные различия в общетектоническом положении месторождений этого типа, в их приуроченности к локальным структурам выявляется много сходных черт. Наиболее благоприятны для размещения промышленных залежей: сводовые части брахиантиклиналей и куполов,

флексурные перегибы пластов, периклинальное замыкание складок.

Такое положение месторождений обуславливается их избирательной приуроченностью к зонам повышенной трещиноватости, с которыми связано поступление гидротермальных растворов. Не менее существенная роль принадлежит дизъюнктивным нарушениям, которые служат подводящими каналами для рудоносных растворов и часто являются непосредственными вмещающими наложенного гидротермального оруденения. Большое значение имеют также пострудные нарушения, значительно влияющие на строение многих месторождений [2].

Среди промышленно-генетических типов шеелит-касситеритовых руд Восточного Казахстана наиболее изученными являются скарновые месторождения, связанные с карбонатными формациями.

Месторождение *Усть-Каменогорское* открыто в 1970 г. [2]. Оно находится в краевой северо-восточной части Калба-Нарымской зоны на стыке с Иртышской зоной смятия. Участок рудного поля сложен метаморфизованными породами среднего девона (пугачевская и кыстав-курчумская свиты) и интрузивными образованиями змеиногорского, калбинского и миролюбовского комплексов (рис. 1). Оруденение тяготеет к северо-западному экзоконтакту Аблакетского гранитного массива (калбинский комплекс), сложенного среднезернистыми биотитовыми гранитами, плагиогранитами и диоритами. Рудовмещающие породы состоят из ороговикованных сланцев, алевролитов и роговиков с линзами мраморизованных известняков и скарнированных известняков (скарны и «скарноиды»), образующих антиклиналь, длинной осью ориентированную в субширотном направлении.

Роговики представлены двумя разновидностями пород: темной (актинолитовые, биотит-актинолитовые, биотитовые) и светлой (кварц-пироксеновые), залегающими согласно слоистости. «Скарноиды» (пироксен-гранатовые, везувиан-пироксеновые и др.) и скарны (гранатовые, везувиановые, клиноцоизит-везувиановые, пироксеновые, гранат-пироксеновые и др.) развиты в полосе (2,5 км x 400÷500 км) частого переслаивания роговиков с алевролитами, сланцами и известняками. Скарновые тела, приуроченные к контактам мраморов с алюмосиликатными породами, имеют форму пластов и линз длиной по простиранию и падению первые сотни метров и мощностью до 10 м. Всего насчитывается полтора десятка скарновых тел, в которых повсеместно обнаруживается неравномерно развитое оловянно-вольфрамовое и сульфидное оруденения.

Наиболее богатые и выдержанные руды отмечаются в центре участка месторождения: приурочены они к трем самым крупным телам скарнов (рудные тела 1, 2, 3). В рудах отмечаются гранат, везувиан, актинолит, плагиоклаз, кварц, кальцит, эпидот, шеелит, касситерит, пирит, галенит, сфалерит, халькопирит и др. Содержание трехоксида вольфрама и олова в рудах относительно невысокое.

На территории Казахстана выделяется также скарновый галенит-сфалерит-халькопирит-молибденовый тип, к которому относится месторождение Котпар.

Месторождение *Котпар* известно более тридцати лет. Оно изучалось Л.А. Таратутой, С.Д. Миллером, И.Н. Субботиным, Л.А. Мирошниченко, А.П. Гуляевым, М.А. Яренской, А.К. Абеуовым и др. [2].

Месторождение расположено в Успенской зоне смятия и входит в состав Акмая-Котпарской редкометаллоносной рудной зоны. Находится оно в опущенном блоке, зажатом между девонскими терригенными и вулканогенно-осадочными образованиями. Блок

сложен нижнетурнейскими известняками и прорывающими их позднегерцинскими гранитами. В зоне контактного метаморфизма известняки осветлены и мраморизованы.

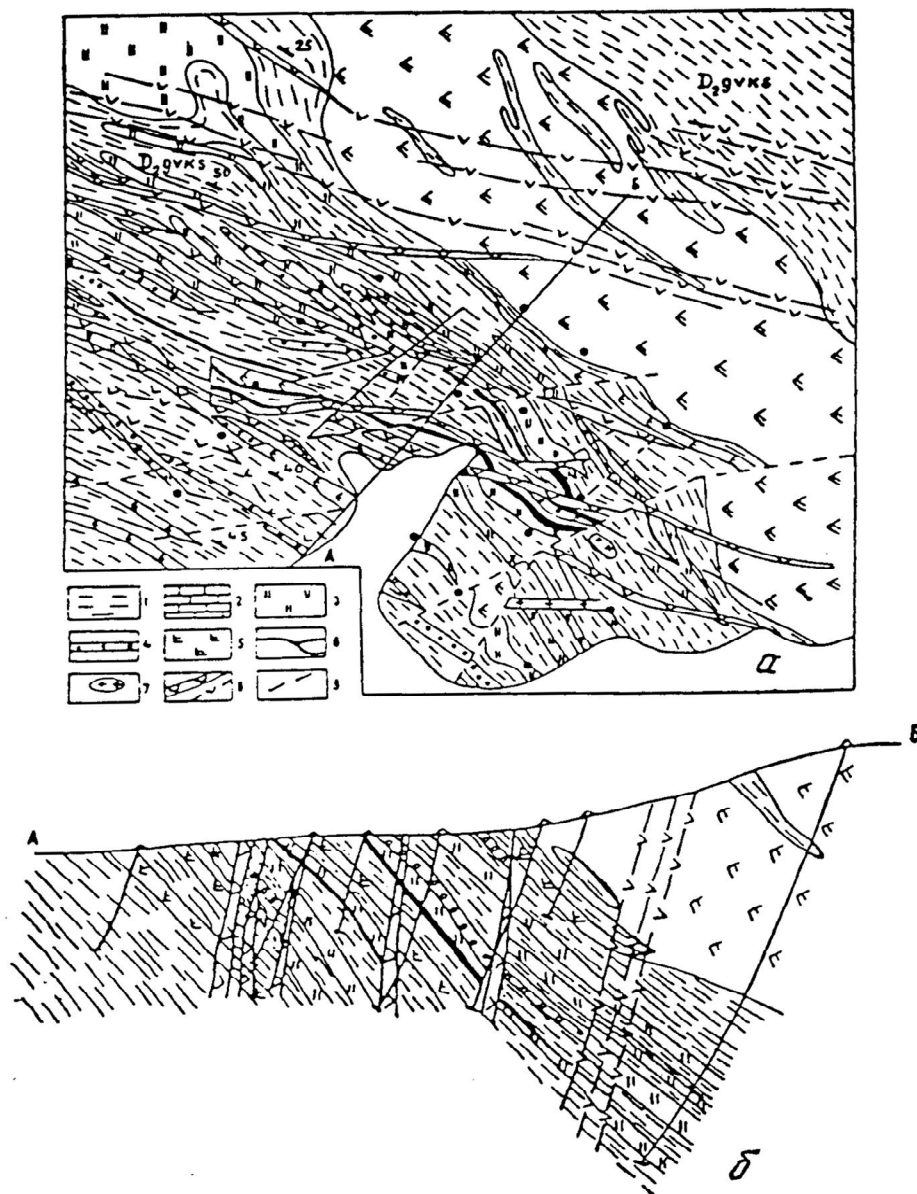


Рисунок 1 - Схема геологического строения (а) и геологический разрез (б) Усть-Каменогорского месторождения (По М.М.Кравченко, З.П. Беспаловой, В.Ф. Чернову): 1 - темные полосчатые актинолитовые, биотит-актинолитовые, биотитовые роговики и ороговикованные алевролиты, сланцы; 2 - мраморизованные известняки; 3 - осветленные полосчатые роговики кварц-актинолитового состава; 4 - гранитовые скарны; 5 - актинолитизированные диабазовые порфириты; 6 - рудные тела; 7 - граниты, плагитограниты биотитовые, гранит-порфиры; 8 - дайки диабазов, диабазовых порфи-

ритов; 9 - тектонические нарушения.

Редкометалльное оруденение генетически связано с мелкозернистыми гранитами, залегающими под известняками на глубине нескольких сотен метров от современной поверхности. Они слагают здесь куполовидную апикальную часть массива, осложненную мелкими анофизами. По минеральному и химическому составу граниты относятся к лейкократовым биотитсодержащим разностям. В приконтактной части они калешпатизированы, обогащены висмутом, вольфрамом, медью, оловом и молибденом. Акцессорными минералами их являются молибден, халькопирит, пирит, сфалерит, магнетит, ильменит, флюорит, апатит, циркон, рутил, сфен и др. Скарнирование гранитов на контакте с известняками не установлено, оруденение комплексное медно-висмутово-вольфрамовое. В переменном количестве отмечаются олово, цинк и свинец. Рудная минерализация локализуется в прожилках среди скарново-карбонатных пород надинтрузивной зоны и частично среди гранитов, образуя в совокупности единый рудоносный штокверк. Выделяют два типа руд: медно-висмутово-молибденовые в гранитах и медно-висмутово-молибденово-вольфрамовые в известняках и скарнах. Медно-висмутово-молибденово-вольфрамовые руды, залегающие в известняках, имеют основное значение. Рудные минералы сосредоточены в метасоматических волластонит-гранат-флюорит-апофиллитовых прожилках, группирующихся в отдельные минерализованные штокверково-метасоматические зоны. Прожилки имеют мощность 1÷10 см, различную ориентировку и крутое падение. Внутреннее строение их симметрично-зональное. От периферии к центру выделяются следующие зоны: известняк, волластонит (или бусталит), андрадит I зеленый, андрадит II кремово-бурый, апофиллит (или кварц) с флюоритом и рудными минералами. Особенностью состава волластонита является повышенное количество марганца и железа, что связано с геохимической специализацией вмещающих пород на эти элементы. В марганцовистых известняках вместо волластонита образуется бустамит.

Всего на месторождении обнаружено более 80 минералов (М.А. Яренская, Л.А. Мирошниченко, А.П. Гуляев и др.). Главными из них являются кварц, микроклин, апофиллит, флюорит, гранат, волластонит, шеелит, молибденит, хальпирит; второстепенными – эпидот, серицит, парагонит, альбит, кварц, пироксены, роговая обманка, кальцит, пирит, висмутин, борнит, виттихенит, мусковит; редкие – апатит, биотит, бустамит, везувиан, пренит, родонит, родохрозит, тремолит, айкинит, висмутин, висмут самородный, галенит, касситерит, гессит, зигенит, идаит, пирротин, сфалерит, станнин, теллур самородный и др.

Распределение оруденения в пространстве неравномерное. Максимальное число рудоносных прожилков и соответственно наиболее высокопродуктивные руды сосредоточены в известняках над апикальным выступом гранитного купола. Здесь выделяется рудоносный столб, круто (75° ÷ 80°) погружающийся в южном направлении и корневой частью входящий в граниты.

Карбонатные породы, подверженные гидротермально-метасоматическим изменениям в зонах разрывных нарушений и меланжирования в надинтрузивных зонах скрытых гранитоидных массивов, представляют исключительный интерес с точки зрения возможности формирования в полях их развития промышленных залежей золота. Практическое значение, в первую очередь, могут иметь золотоносные коры выветривания, образовавшиеся по карбонатным породам (типы месторождений Суздальского, Мираж и др.). В ре-

зультате собранных геологических и геофизических материалов выявлены закономерности развития геологических структур Западно-Калбинской зоны на геодинамической и формационной основе. Произведено описание карбонатных и карбонатсодержащих формаций рифтогенной и островодужной стадий развития (от $D_3fm_3-C_{1t}$ до C_{1v2-3}).

Золотое оруденение тесно связано с карбонатными породами. Это наблюдается как в региональном плане, когда в терригенных образованиях вблизи стратифицированных карбонатных пород располагаются золоторудные месторождения (Суздальское, Мираж, Байбура и др), так и в локальном – в карбонатно-терригенных отложениях, где прослой, линзы окремненных карбонатных пород находятся в сланцах, песчаниках, алевролитах. В микроассоциациях часто отмечается приуроченность самородного золота к контактам кварца и кальцита.

Выполненные исследования устанавливают предпочтительные связи золотопоявлений с карбонатно-терригенными формациями островодужного типа C_{1v2-3} [2]. Для Западно-Калбинской зоны характерны также рифовые известняки, которые сформировались на наиболее поднятых участках дна в спокойной обстановке моря нормальной солености и также являются благоприятными структурами для локализации золотого оруденения. Мраморизованные и органогенные известняки известны в районе рудопроявления Байбура на Карстовом, Буконьском и Актастинском участках (рис. 2).

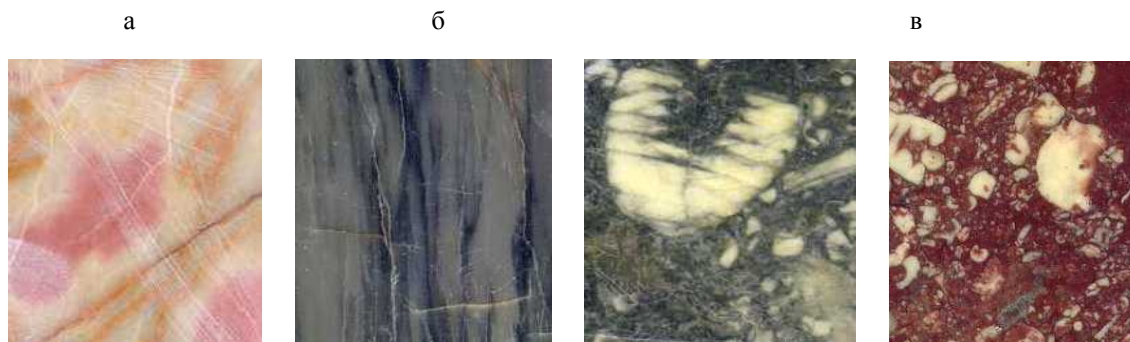


Рисунок 2 – Известняки и мраморы рудопроявления Байбура: а - Карстовый участок; б - Буконьский участок; в - Актастинский участок

В последние годы появились новые промышленно-генетические типы месторождений, например стратиформные месторождения тонкодисперсного золота в окварцованных доломитовых известняках (месторождение Карлин штата Невада, США) и эпигенетические урановые месторождения Северной территории Австралии с высоким содержанием золота. Уникальное месторождение Витватерсрани и урано-золотородные месторождения Северной территории Австралии, несмотря на кажущееся различие в их геологическом строении и вещественном составе, формировались в однотипных тектонических обстановках.

Сравнивая состав карбонатных формаций различных структурно-тектонических зон Сибири и их рудоконтролирующую роль в формировании различных полезных ископаемых, можно сделать следующие выводы [4]:

1. Наиболее интересные в Сибири месторождения и проявления фосфоритов входят в состав той или иной разновидности карбонатных формаций, самыми перспективными из

которых являются собственно карбонатная, кремнисто-карбонатная и вулканогенно-кремнисто-карбонатная. Эти формации прослеживаются в широком стратиграфическом диапазоне от рифея до ордовика включительно, достигая своего максимума в интервале (верхний рифей-венд-нижний карбон), где и локализуются основные продуктивные горизонты.

2. Большое развитие имеют стратиформные месторождения полиметаллов в карбонатных толщах. Большинство исследователей признается многостадийный характер оруденения карбонатных пород, начиная от ранних этапов накопления осадков и продолжающихся в период катагенеза. Ведущая роль стратиграфического, литологического, фациального и палеонтологического контроля является убедительным документом в пользу раннего начала рудной минерализации осадков.

3. Месторождения железа, марганца, золота, фосфора и др. накапливались в продуктах выветривания карбонатных пород. Четко выраженную связь с доломитами обнаруживают скопления магнезита.

4. Карбонатные породы являются коллекторами за счет пустотного пространства в них. Формирование пустотного пространства обусловлено литологическими, тектоническими, термодинамическими, гидрохимическими и постседиментационными факторами (Гмид, Леви, 1972; Запивалов и др., 1975; Полонская и др., 1975).

Успешный поиск залежей нефти и газа в карбонатных отложениях палеозоя Западной Сибири во многом зависит от наличия в последних коллекторов. Разработана схема комплексного изучения карбонатных осадочных формаций для составления прогнозных карт карбонатных коллекторов нефти и газа. Предполагается решение двух основных задач: 1) реконструкция условий осадконакопления; 2) анализ постседиментационных изменений пород.

5. Промышленные месторождения золота в черных сланцах возникают, по-видимому, при метаморфизме битуминозных пород (известняков, доломитов, филлитов, алевролитов, туфов), когда заключенные в них золотосодержащие углеводороды приобретают подвижность, а золото в процессе перераспределения концентрируется в определенных зонах. Продукты выветривания битуминозных пород, вероятно, также могут сосредотачивать промышленные скопления золота. Однако этот вопрос требует специального изучения.

Анализы показывают, что протерозойские и палеозойские битуминозные известняки и доломиты ряда районов Сибирской платформы и её складчатого обрамления повышенно золотonosны. Содержание Au в них, так же как и в других битуминозных породах, в том числе и в черных сланцах, обычно на один-два порядка выше кларка.

6. Месторождения железных руд алданского типа относятся к первично-осадочным, вулканогенно-осадочным или контактово-метасоматическим. Независимо от происхождения руд, связь их с карбонатными толщами не вызывает сомнения. Месторождения алтае-саянского типа относятся предположительно к вулканогенно-осадочным метаморфическим и связаны с карбонатно-вулканогенными отложениями докембрия в ареалах контактово-метасоматического метаморфизма гранитных интрузий [5].

Наибольшее количество проявлений первично-карбонатных марганцевых руд сосредоточено в верхнепротерозойских карбонатных отложениях Енисейского кряжа. В зоне выветривания силикатно-карбонатных руд, а также повышенно-марганцевых терригенно- и вулканогенно-карбонатных пород верхнего протерозоя имеются скопления окисленных

разностей, представленных псиломеланом, пиролюзитом и вернадитом.

Среди промышленно-генетических типов свинцово-цинковых руд наиболее важные – метасоматический и стратиформный – связаны с карбонатными формациями. Часто наблюдается присутствие мелких прожилков и вкраплений сфалерита в известняках.

Таким образом, приведенный анализ закономерностей формирования основных рудно-формационных типов месторождений показывает важную роль карбонатных пород в рудообразовании. Всестороннее изучение карбонатных пород как основных факторов рудообразования необходимо продолжать.

Список литературы

1. Черненко З.И. Карбонатные формации Восточного Казахстана. – Усть-Каменогорск, ВКГТУ, 2005. – 74 с.
2. Черненко З.И. Карбонатные формации и оруденение. // Материалы II МНТК «Современные проблемы геологии, минералогии и комплексного освоения месторождений полезных ископаемых Вольского Алтая». – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2003. – Ч.I. – С. 261-264.
3. Мирошниченко Л.А., Меденосные металлогенические комплексы с промышленным оруденением / Л.А. Мирошниченко, Н.М. Жуков, А.В. Потеха // Сб. тр. ИГН 2 «Геодинамика и минералогия». Казахстан. – Алматы, 2000. – С. 55-68.
4. Дьячков Б.А. Нетрадиционные источники золотого оруденения Восточного Казахстана / Б.А. Дьячков, З.И. Черненко, О.Н. Кузьмина // Инновационные технологии в геологических исследованиях: Сб. докладов науч.-практич. конф., посвящ. 75-летию Е.М. Се-лифонова, 21.01.2005. – Алматы. – С. 76-78.
5. Карбонатные формации Сибири и связанные с ними полезные ископаемые /Ред. В.И. Бга-тов. – Новосибирск: Наука, 1982. – 184 с.

Получено 7.05.07

УДК 622.27

Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник

Зыряновский центр ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Зыряновск

СХЕМЫ ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ РУД В КАМЕРАХ IV ОЧЕРЕДИ ПРИ ПОДЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

Основные запасы руд Малеевского месторождения отрабатывают подэтажно-камерной системой разработки со сплошной выемкой руды в восходящем порядке с закладкой и применением самоходного оборудования.

Отбойка запасов руды на контакте с закладочным массивом является важной технологической операцией при сплошных системах разработки.

Основные требования, предъявляемые к технологическим схемам ведения работ в указанных условиях, следующие:

- минимальные потери и разубоживание руды закладочным материалом;
- обеспечение устойчивости вертикальных обнажений закладки с учетом ее фактической прочности, в том числе при ведении взрывных работ;
- применение эффективных способов торцового выпуска руды при отработке рудных участков между закладочным массивом с организацией вентиляции очистных забоев.

Для того чтобы обеспечить выемку полезного ископаемого без потерь и разубоживания, искусственный целик должен выдерживать статическую нагрузку от горного давле-

ния, динамические нагрузки от взрывных работ, а также сохранять устойчивость при обнажениях, обусловленных отработкой близлежащих камер.

В наиболее жестких условиях находится слой закладочного массива по его контакту с полезным ископаемым. В процессе выемки рудных запасов контактный слой выдерживает максимальные нагрузки от взрывов, а при его обнажении на поверхностный слой действует нагрузка от горного давления и давления со стороны закладочного массива. Воздействие взрывных волн проявляется в этих условиях в виде вывалов и обрушений бетонной закладки, что вызывает проблемы при обогащении руды и увеличение содержания вредных примесей в руде.

Предотвращение разрушения закладки на Малеевском руднике достигается путем обеспечения минимального сейсмического воздействия взрыва на закладочный массив.

Практика ведения горных работ на Малеевском руднике показала, что наиболее эффективной схемой отбойки рудного массива на контакте с закладкой является следующая. Взрывные скважины не добуривают до закладочного массива на 1,5 м, тем самым, создавая защитную рудную корку. При взрывании скважин за счет сейсмического эффекта происходит самопроизвольное разрушение рудной корки по контакту с закладочным массивом, что позволяет существенно снизить разубоживание рудной массы закладочным материалом.

При отработке камер IV очереди (при двустороннем контакте с закладкой) при формировании горизонта выпуска с торцовым выпуском руды и плоским днищем необходимо использование на погрузке отбитой руды погрузочно-доставочных машин (ПДМ), оборудованных дистанционным управлением (ДУ), что, в свою очередь, существенно увеличивает продолжительность погрузки ПДМ. Кроме того, при реализации данной схемы сократится количество заездов в очистное пространство камеры (до двух или в некоторых случаях даже до одного), что приведет к существенному снижению интенсивности выпуска руды из камеры. Кроме всего прочего, известно, что торцовая схема выпуска руды характеризуется неблагоприятными условиями с точки зрения проветривания очистного пространства, особенно при разделке отрезной щели и взрывании первых рядов веерных скважин на отрезную щель, когда отбитая руда перекрывает сечение буродоставочного орта, что затруднит сброс исходящей струи.

Отработка рудного массива при двустороннем контакте с закладкой будет сопровождаться повышенным разубоживанием отбитой рудной массы закладочным материалом. Известно, что повышение разубоживания рудной массы бетонной закладкой на 1 % влечет за собой снижение извлечения на обогатительной фабрике на 1 % [1].

С учетом характеристик торцового выпуска руды с оформлением плоского днища необходимо разработать схемы выпуска отбитой руды из очистного пространства камер IV очереди с устранением всех вышеизложенных недостатков торцового выпуска руды.

Специалистами ЗГОК АО «Казцинк» для практической реализации предлагаются следующие схемы выемки запасов руд в камерах IV очереди.

Вариант отработки камеры с торцовым выпуском руды с опережающей разделкой отрезной щели, согласно рис. 1, предусматривает на погрузке отбитой руды использование ПДМ с ДУ (при плоском днище), что приведет к снижению интенсивности выпуска руды из выемочных камер. Кроме того, расположение отрезной щели по длинной стороне камеры со стороны закладочного массива существенно увеличит продолжительность ее оформления. Однако данная схема отработки камеры позволяет за счет расположения от-

резной щели по контакту с закладочным массивом снизить разубоживание рудной массы бетоном.

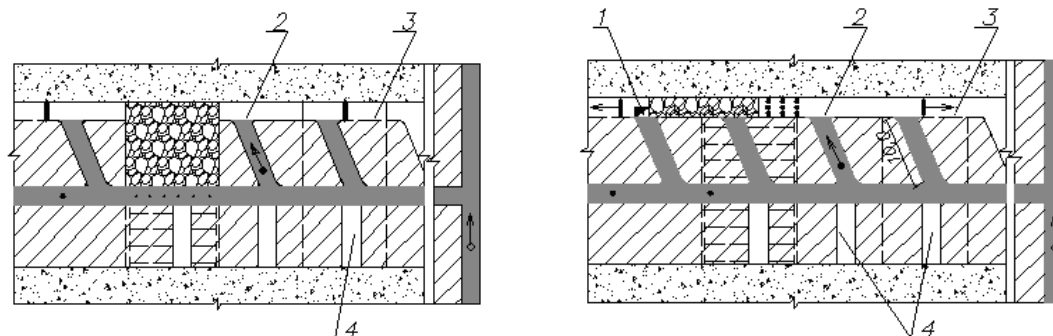


Рисунок 1 - Схема отработки камер IV очереди с торцовым выпуском руды с опережающей разделкой отрезной щели: 1 - отрезная восстающий; 2 - отрезная щель; 3 - штрек-сбойка; 4 - буровая заходка

Схему отработки камер IV очереди с фронтально-торцовым выпуском руды с прямой подсечкой (рис. 2, а) невозможно использовать на практике, так как в центре камер IV очереди вкрест простирания рудной залежи для организации площадно-торцового выпуска отбитой руды в смежных камерах III очереди были уже пройдены буродоставочные орта.

Варианту отработки камеры, представленному на рис. 2, б, присущи все недостатки схем с торцовым выпуском отбитой руды.

Известно, что схемы доставки руды во многом предопределяются конструкциями днища очистных блоков, выбор которых требует тщательного технико-экономического анализа технологии добычи и изыскания наиболее рационального использования самоходного оборудования с учетом научных достижений и опыта работ горных предприятий.

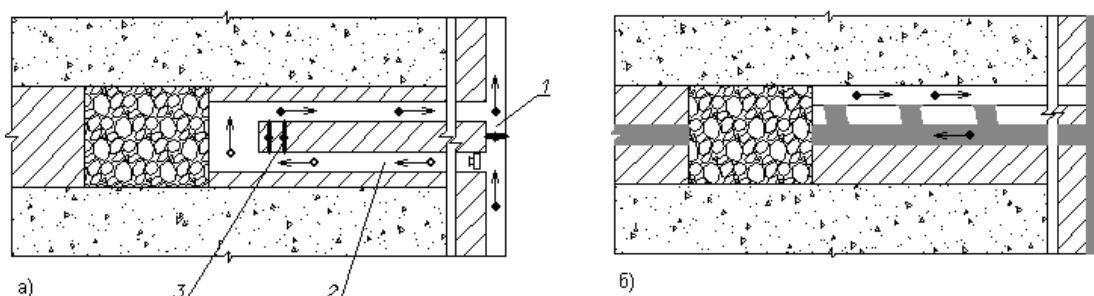


Рисунок 2 - Схема отработки камер IV очереди с фронтально-торцовым выпуском руды (а - с прямой подсечкой; б - с использованием вентиляционных окон)

На Малеевском руднике ЗГОК АО «Казцинк» уже имеется опыт отработки камер IV очереди при двухстороннем контакте с закладкой. Запасы руды камеры № 17 седьмого рудного тела Родниковой рудной зоны при двухстороннем контакте с закладочным массивом были отработаны поэтажно-камерной системой разработки. Фактическая прочность закладочного массива на основе бурения для взятия образцов-кернов и испытания их на прочность в специализированной лаборатории закладочных и строительных работ

РГОК АО «Казцинк» составила: в камере № 15 (III очередь) – 5,92 МПа (при нормативной 2,5-3,0 МПа), в камере № 19 (I очередь) – 4,25 МПа (при нормативной 4 МПа). Со стороны камеры I очереди отмечены вывалы бетонной закладки и оставление неотбитой рудной корки. При отработке запасов руд камеры № 18 шестого рудного тела Родниковой рудной зоны под бетонной закладкой с оставлением рудной потолочины наблюдалось обрушение рудного и закладочного массива в кровле камеры.

Очевидно, что для повышения интенсивности выпуска и погрузки отбитой руды необходимо усовершенствовать конструкцию днища подэтажной камеры.

В результате проведенных научно-исследовательских работ на Малеевском руднике ЗГОК АО «Казцинк» предлагается при отработке камер IV очереди схема отработки камеры с выпуском отбитой руды под рудной консолью с формированием плоского днища (рис. 3).

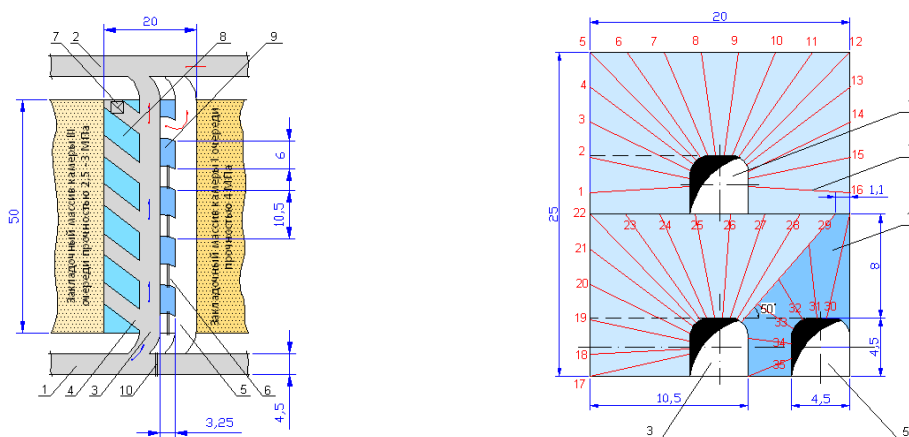


Рисунок 3 - Схема отработки камеры с выпуском отбитой руды под рудной консолью с формированием плоского днища: 1 – доставочный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – буродоставочный орт нижележащей подэтажной камеры; 4 – погрузочный заезд; 5 – подконсольный буродоставочный орт; 6 – подконсольный погрузочный заезд; 7 – отрезной восстающий; 8 – рудный массив; 9 – опорный рудный целик для поддержания рудной консоли $S = 19,5 \text{ м}^2$; 10 – временная вентиляционная перемычка; 11 – буродоставочный орт вышележащей подэтажной камеры; 12 – взрывные скважины; 13 – рудная консоль

Для оформления наклонной рудной консоли необходимо принимать угол наклона консоли не менее угла естественного откоса отбитой руды, а следовательно, высота рудной консоли определится из выражения:

$$h_k \geq b_k \cdot \operatorname{tg} \beta,$$

где h_k - высота рудной консоли, м; β - угол естественного откоса отбитой руды, град; b_k - ширина подэтажной камеры, м.

Высоту подэтажной камеры, согласно [2], можно принимать в пределах 12-30 м. В предлагаемой схеме высота камеры принята 25 м, что соответствует удвоенной высоте подэтажа.

Устойчивые размеры рудной консоли, определенные сотрудниками ДГП «ВНИИцветмет» НЦ КПМС РК по методике ВНИИМИ, составляют 11,7 м, что соответствует условиям устойчивости при трехкратном запасе прочности, поэтому разрушения в опасном се-

чении не произойдет.

Рациональную схему выпуска отбитой руды предлагается определять из следующего выражения:

$$Pr = (\sum C - 3_{\text{сум}}) \cdot V_{\text{год}} \rightarrow \max,$$

где Pr – прибыль от реализации товарной продукции;

$\sum C$ – отпускная стоимость многокомпонентной рудной массы, тенге/т);

$V_{\text{год}}$ – годовая добыча товарной руды при различных схемах выпуска отбитой руды.

Внедрение предлагаемой схемы отработки камеры под рудной консолью с формированием плоского днища даст возможность отгружать основной объем отбитой руды самоходными ПДМ без ДУ, не заезжая в выработанное пространство.

Сводные технико-экономические показатели отработки запасов руд камеры IV очереди за год по базовому и предлагаемому варианту, представленные на рисунке 4, показывают, что менее затратной и наиболее прибыльной схемой является вариант с торцовым выпуском руды и плоским днищем.

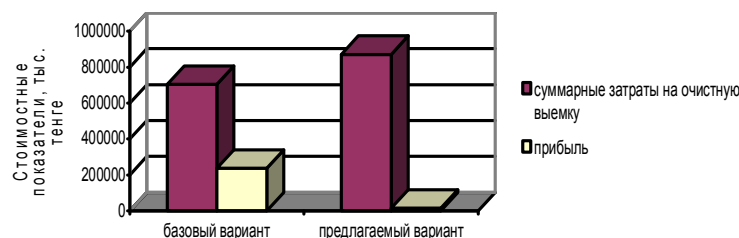


Рисунок 4 - Сводные технико-экономические показатели отработки запасов руд камеры IV очереди по базовому и предлагаемому вариантам

Однако с точки зрения безопасности работ и условий проветривания выемочной камеры IV очереди целесообразно применять схему с выпуском отбитой руды под рудной консолью.

Недостатками схемы с выпуском отбитой руды под рудной консолью являются недостаточная площадь сечения рудных целиков ($S = 19,5 \text{ м}^2$), расположенных между буродоставочным ортом нижерасположенной подэтажной камеры и подконсольным буродоставочным ортом, а также дополнительные затраты на поддержание нарезных выработок ЖБШ (при средней устойчивости рудного массива).

На основании требований [3] горизонтальные и наклонные выработки, как правило, должны располагаться на расстояниях L_o , исключающих их взаимное влияние и определяемых по формуле:

$$L_o \geq (b_1 + b_2) \cdot k_L,$$

где $b_1 + b_2$ – суммарная ширина взаимовлияющих выработок в проходке (вчерне), м.

Коэффициент $k_L = 2,6-1,4$ при глубине расположения выработки от поверхности свыше 600 до 900 м и расчетном сопротивлении для выработок вкрест простирания $R_c = 30$ – более 120 МПа.

Повышение устойчивости рудных целиков может быть достигнуто при расположении

подконсольного буродоставочного орта на границе рудного массива камеры IV очереди и закладочного массива камеры I очереди. При этом подконсольный буродоставочный орт располагают в закладочном массиве с нормативной прочностью не менее 4 МПа.

Таким образом, при оценке схем выемки запасов руды необходимо учитывать и увязывать основные технологические процессы добычи руды в выемочной единице между собой с учетом динамичного их развития на основе тщательного технико-экономического анализа технологии добычи, научных достижений и опыта работ горных предприятий.

Список литературы

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. – М.: Изд-во МГТУ, 2003. – 795 с.
2. Проект «Расширение Малеевского рудника на производительность 2,25 млн т руды в год» / Казгипроцветмет. – Усть-Каменогорск, 2005.
3. СНиП. Нормы проектирования. – Ч. 2: Подземные горные выработки. – Гл. 94. – М., 1982. – 29 с.

Получено 16.04.07