



УДК 553.4111 (574.4)

С.С. Айтбаева, М.С. Рафаилович

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**КРУПНООБЪЕМНЫЕ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ – ОСНОВА УКРЕПЛЕНИЯ
ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ БОЛЬШОГО АЛТАЯ**

В связи с разработкой нетрадиционных методов обогащения золотосодержащих руд, таких как биотехнология и кучное выщелачивание, высокое промышленное значение в различных районах мира приобрели ранее законсервированные сульфидсодержащие месторождения с тонким и тонкодисперсным золотом (карлинский, кумторский, сухоложский типы). На территории Большого Алтая к данной группе относятся многие золотосульфидные месторождения: очень крупное – Бакырчик; крупное Суздальское; средние – Васильевское, Жанан, Большевик, большое количество мелких объектов. Регион высокоперспективен на обнаружение новых золоторудных месторождений. Фланги и глубокие горизонты известных рудных объектов изучены недостаточно. В настоящей статье остановимся на особенностях локализации золотосульфидных руд, их морфологических и минералого-геохимических характеристиках, составляющих основу прогнозно-поисковых комплексов.

Месторождение Бакырчик расположено в Кызыловской зоне смятия, в рассланцованных и сульфидизированных углеродисто-терригенных образованиях буконьской свиты среднекаменноугольного возраста (алевролиты, аргиллиты, с прослоями песчаников и гравелитов). Ведущими промышленными типами руд являются золотосульфидный вкрапленный и прожилково-вкрапленный с количеством сульфидов до 10-15%, иногда более. Рудные тела представлены минерализованными зонами ленточной, линзовидной и жилообразной форм значительной мощности (до первых десятков метров), прослеженных на глубину более 1,0-1,2 км. Основными рудоконтролирующими элементами являются каркасы разрывов северо-западного и субширотного направлений (надвиги, сдвига-взбросы). Магматические образования представлены гранитоидным массивом, скрытым на глубине 3,0-3,5 км, и дайками пестрого состава, отмечающимися в зоне рудоносного надвига.

Важнейшим критерием прогноза и оценки руд бакырчикского типа является метасоматическая, минеральная и геохимическая зональность [1]. На месторождении развиты углеродисто-серицитолитовая, каолинит-гидрослюдистая, кварц-серицитовая, серицит-флогопит-карбонатная, хлорит-альбитовая и другие метасоматические ассоциации (Б.И. Чеквадзе, Л.Г. Марченко, М.С. Рафаилович, М.М. Старова и др.). Ведущим типом гидротермальных изменений является углеродисто-серицитолитовый. Общее количество углерода составляет в среднем 0,3-1,0 % во вмещающих терригенных породах и 2,5-6,0 % – в рудных зонах. Углерод представлен окисленной (карбонаты) и восстановленной (антракосолит, шунгит, керит, битумоиды) формами.

Метасоматическая зональность Бақырчикского месторождения выглядит следующим образом (рис. 1). Углеродисто-каолинит-гидрослюдастые метасоматиты проявлены на верхних горизонтах, углеродисто-серицитолитовые изменения имеют «сквозное» распространение (максимально выражены в центральной части рудных залежей), серицит-флогопит-карбонатная с апатитом и турмалином ассоциация занимает нижние уровни. Развитые на глубоких горизонтах карбонатные скопления (брейнерит, анкерит, доломит) ассоциируют с кварцем, самородным золотом, халькопиритом, шеелитом. В надрудной и верхнерудной зонах распространены альбит-хлоритовые изменения, распространяющиеся вдоль трещинных зон на многие сотни метров.

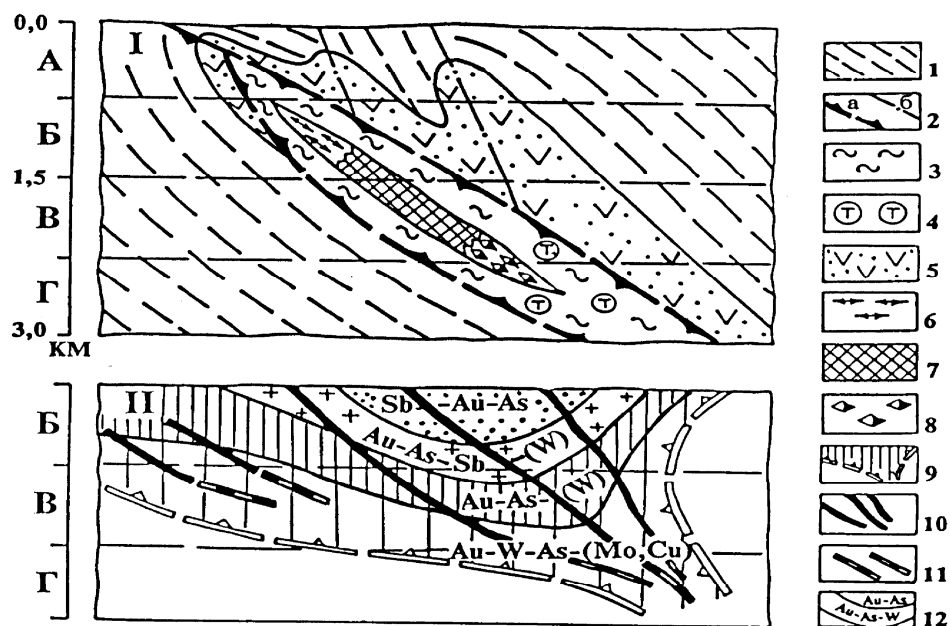


Рис. 1. Модели метасоматической (I) и геохимической (II) зональностей Бақырчикского золоторудного поля [1]: 1 - углеродисто-терригенные породы; 2 - разрывные структуры: а - надвиги, б - оперяющие разломы; 3 - серицитизация; 4 - турмалинизация; 5 - хлорит-альбитовые изменения; 6-8 - гидротермальные изменения в контуре крупной рудной залежи: 6 - углеродисто-каолинит-гидрослюдастые, 7 - углеродисто-серицитолитовые, 8 - серицит-флогопит-карбонатные; 9 - контур рудного пучка (в проекции на вертикальную плоскость); 10-11 - осевые линии рудных залежей: 10 - установленные, 11 - предполагаемые; 12 - геохимические зоны; А-Г - реперные зоны моделей зональности: А - фронтальная (надрудная), Б - прифронтальная (верхнерудная), В - промежуточная (среднерудная), Г - тыловая (нижнерудная и подрудная)

Рудные минералы месторождения Бақырчик, образуют пять парагенетических ассоциаций: раннюю мельниковит-пирит-пирротин-марказитовую (с никелином, пентландитом); рудные золото-пирит-арсенопиритовую (с кубанитом, герсдорфитом), золото-кварц-полиметаллическую (с блеклой рудой, халькопиритом, галенитом, сфалеритом) и золото-кварц-карбонат-шеелит-халькопиритовую (с брейнеритом, доломитом, айкинитом, свободным золотом); позднюю кварц-карбонат-антимонит-тетраэдритовую (с марказитом, переотложенным золотом). Золото-пирит-арсенопиритовая ассоциация имеет «сквозное»

распространение, мельниковит-пирит-пирротин-марказитовая и золото-кварц-карбонат-шеелит-халькопиритовая развиты на больших глубинах, золото-кварц-полиметаллическая и кварц-карбонат-антимонит-тетраэдритовая тяготеют к средним и верхним горизонтам. В общей массе сульфидов и суммарном балансе золота ведущее значение (более 90%) имеет вкрапленная и прожилково-вкрапленная золото-пирит-арсенопиритовая ассоциация. На верхних горизонтах пирит преобладает над арсенопиритом (соотношение минералов 3,5:1), на средних и глубоких пирит имеет подчиненное развитие (1:3). Дисульфид Fe образует агрегативные скопления, глобулы, кубические, пентагондодекаэдрические кубооктаэдрические кристаллы. В стволовой зоне преобладают сложные формы ($\{210\}$, $\{210\} + \{100\}$, $\{100\} + \{111\}$), в корневой и апикальной зонах – кристаллы кубического габитуса. Пириты содержат микровключения самородного золота, арсенопирита, халькопирита, галенита, блеклых руд. Для арсенопирита свойственны игольчатые, призматические, столбчатые кристаллы. Au содержат пириты (десятки, редко сотни г/т), арсенопириты (сотни г/т), Sb (до 0,0n-0,n %), Pb (до 0,n%), Cu (до 1,0-1,5 %), Ag (первые г/т), Sn, Mo, W, Bi (тысячные, сотые доли %). Сульфиды верхних горизонтов обогащены Pb, Sb, Ag, средних – Cu, Zn, нижних – Cu, Mo, Sn, Bi, Co, Ni. Содержания Au в пирите сверху вниз снижаются более чем в 5 раз (1,0÷1,5 % – на верхних горизонтах, 7÷8 % – на нижних). Самородное золото имеет пленочную, каплевидную, шаровую, амебообразную, комковую, дендритоподобную, жилковидную морфологию. Ведущее значение имеют микроскопические и субмикроскопические пыле- и амебовидные выделения золота в пирите и арсенопирите. Резко подчиненными являются свободное комковидное золото, отмечающееся в кварц-полиметаллическом и кварц-карбонат-шеелит-халькопиритовом парагенезисах, и тонкое переотложенное золото, ассоциирующее с самыми поздними кварцем, антимонитом, тетраэдритом.

Минеральная зональность отчетливая, высокодифференцированная, с элементами телескопирования и переотложения минералов. По М.М. Старовой, выделяются следующие зональные ряды (от глубин 1200-1500 м до дневной поверхности): эпигенетические сульфиды Fe и As – пирротин, арсенопирит, пирит → пирит, арсенопирит → пирит; другие рудные минералы – никелин, герсдорфит → халькопирит, шеелит, айкинит, молибденит → халькопирит, сфалерит → теннантит, галенит → антимонит, тетраэдрит, самородная Sb. Золотоносные пириты характеризуются дырочной проводимостью, золотоносные арсенопириты – только электронной.

Геохимическую специализацию месторождения определяют Au, As, Sb, Ag, Cu, Pb, Zn, Mo, W, Sn, Bi, Co, Ni, V, P и др. Широко распространены следующие элементные ассоциации (в скобках – соответствующая минеральная): «сквозная» Au-As (золото-пирит-арсенопиритовая), верхнерудно-надрудная Au-Sb-As (кварц-карбонат-антимонит-тетраэдритовая), среднерудная Cu-Pb-Zn (халькопирит-сфалерит-галенит-блеклорудная), нижнерудная W-Cu-Mo (кварц-карбонат-шеелит-халькопиритовая) и средне-нижнерудная As-Ni-Co (совмещенные пирит-пирротин-марказитовая и пирит-арсенопиритовая). По интенсивности содержаний элементы подразделяются на контрастные Au, As, Sb (сотни-первые тысячи кларков), менее контрастные W, Mo, Cu, Pb, Ag, Co (единицы – первые десятки, редко сотни кларков) и слабоконтрастные Sn, Bi, Ni, V (единицы кларков). Содержания Au в околорудных ореолах – 0,01÷1,0 г/т., в рудных телах – первые г/т÷20...25 г/т (среднее по месторождению – 9,4 г/т). Содержания Au соответственно равны 0,005÷0,6 % и 0,7÷1,4 % (0,9 %). Для Sb, развитой преимущественно на верхнем горизонте, характер-

ны концентрации 0,00n %, редко 0,2-0,3 %. Содержания – W от 0,00n÷0,0n % на средних и верхних горизонтах до 0,1-0,3 % на глубоких. Устойчивые корреляционные связи образуют пары Au-As, As-Sb, Cu-As, Cu-W, Cu-Co, Co-Ni.

Рудные тела, слагающие гигантское Бакырчикское поле, имеют пучкообразную морфологию с объемно-концентрической зональностью (М.С. Рафаилович, М.М. Старова). В вертикальной плоскости, по геохимическим данным, отчетливо выделяются чашеобразные зоны: верхняя Sb-Au-As (Sb по контрастности превалирует над Au и As), первая промежуточная Au-As-Sb (с W), вторая промежуточная Au-As (с W) и нижняя Au-W-As (Cu, Mo) с «ножкой» в корневой части. Особенностью внутреннего строения рудного поля являются два вида геохимической зональности: центробежная вертикальная (вектор ориентирован по восстанию рудного пучка) и центростремительная горизонтальная (от флангов к центру). Максимальной геохимической неоднородностью, контрастной зональностью и основными запасами золота (более 80 %) характеризуется Главное рудное тело, расположенное в осевой зоне пучка (рис. 1).

Суздальское месторождение (Семипалатинское Прииртышье) содержит руды эндогенного и экзогенного классов (рис. 2).

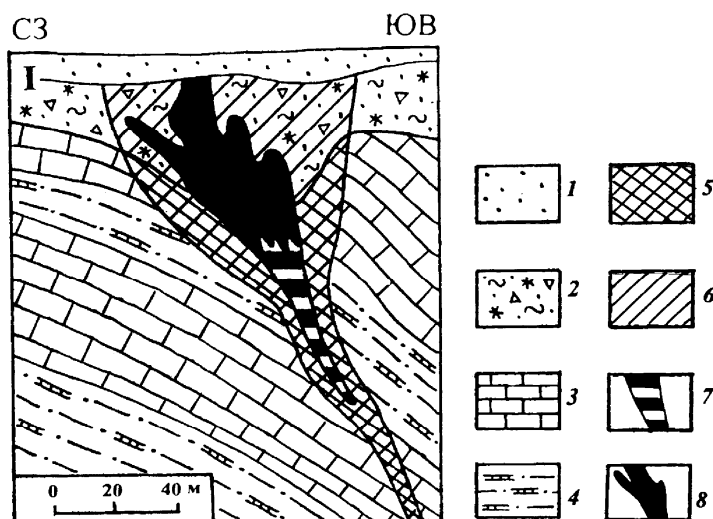


Рис. 2. Геологический разрез месторождения золота Суздальское (по И.В. Бегаеву): 1 - кайнозойские рыхлые отложения; 2 - нерасчлененная глинисто-щебнистая кора выветривания; 3-4 - отложения аркалыкской свиты (С₁) (3 - известняки, 4 – известковистые алевролиты); 5-6 - золотоносные зоны (5 - в коренных породах, 6 - в коре выветривания); 7-8 - золоторудные тела (7 - в коренных породах, 8 - в коре выветривания)

Первичные рудные тела, секущие карбонатно-терригенные породы аркалыкской свиты каменноугольного возраста, представлены зонами окремнения сложной морфологии, имеющими крутое падение (70-80°), мощность до 30-80 м и длину 200-600 м. Оруденению предшествовали дробление, кремнисто-карбонатный метасоматоз и пиритизация пород. Состав эндогенных рудных тел: пирит, пирротин, арсенопирит, халькопирит, самородное Au, блеклая руда, киноварь, антимонит, шеелит, флюорит, барит, кварц, карбонат. Количество сульфидов – до 5÷15 %. Золото наиболее тесно ассоциирует с сульфидами

железа и мышьяка (пиритом, пирротином, арсенопиритом). Содержания Au – от первых г/т до первых десятков г/т, среднее 10 г/т. Формы выделений самородного Au – пыле-, амebo-, дентритовидная. Преобладает очень мелкое золото.

Золотоносная кора выветривания мощностью до 40-80 м содержит три зоны: нижнюю щебнистую с обломками кварцитов и известняков, среднюю – щебнисто-глинистую и верхнюю – глинистую. Индикаторы коры выветривания – каолинит, гидрослюды, монтмориллонит, гетит, кварц. Максимальные концентрации золота характерны для брекчированных кварц-железистых и желисто-глинисто-кремнистых агрегатов. Основная масса золота сорбирована глинистым материалом. Среднее содержание благородного металла – 8,8 г/т. Преобладающий размер в зоне окисления – 0,16 мм, пробыность золота – 963 ± 1000 .

Суздальское месторождение является аналогом очень крупного месторождения золота Карлин в США – эталона мирового класса с субмикроскопическим золотом в углеродисто-терригенно-карбонатных отложениях [2].

Месторождения Карлин и Суздальское объединяют: единая терригенно-карбонатная рудовмещающая формация (Робертс Маунтин – на Карлине, аркалыкская свита – на Суздале) с аргиллизацией, кремнисто-карбонатным и железисто-кремнистым метасоматозом; вкрапленная минерализация с повышенной ролью сульфидов (до 10-15 %), тонким золотом; контроль оруденения зонами смятия, дробления, надвиговыми структурами; повышенная роль углеродистого вещества; высокая коммерческая ценность зоны окисления и близкие средние содержания золота в эндогенных и коровых рудах (8-10 г/т); наличие на верхних горизонтах жилообразных проявлений кварца, кальцита, барита, джаспероидов; отсутствие четких границ рудных тел (устанавливается опробованием).

Васильевское месторождение залегает в углеродисто-терригенных породах буконьской свиты (C₂). Рудоконтролирующие интрузивы – небольшие тела и дайки плагиопорфиров кунушского комплекса (C₃). Рудные тела приурочены к трещинным зонам, представлены минерализованными дайками, гидротермально -измененными породами, отдельными кварцевыми жилами. Контуры золотосульфидных тел определяются по результатам опробования и ограничиваются бортовым содержанием золота 3 г/т. Форма их линзообразная, протяженность по простиранию до 220 м, по падению – 400÷600 м при мощности от 1 до 23 м. Содержание золота в рудах – от 0,2 до 58 г/т. Преобладает прожилково-вкрапленный тип руд в линейных зонах. По В.И. Наливаеву, на верхних горизонтах преобладают арсенопирит-пиритовые руды (с блеклыми рудами и халькопиритом), на нижних – пирит-арсенопиритовые (с халькопиритом и сфалеритом). Основная масса золота (до 60-70 %) сконцентрирована в пирите и арсенопирите.

Месторождение Жанан локализовано в вулканогенно-осадочных отложениях среднего-верхнего карбона (майтюбинская серия) в пределах осевой зоны Жананской грабен – синклинали. Верхняя углеродисто-осадочная часть разреза выделяется как жананская свита. Породы прорваны близкими по возрасту субвулканическими телами диабазовых порфириров и плагиогранит – порфириров.

Золотое и сурьмяное оруденение связано с конечными этапами становления комплекса субвулканических пород среднего состава (C₂₋₃). Выделяются 3 рудные зоны протяженностью до 1800-2500 м, шириной 50-500 м: Центральная, Западная и Южная. На месторождении развиты золотоносная кора выветривания и первичные золото-сурьмяные руды. Зона первичных руд изучена до глубин 200-300 м, золото связано с пиритом и арсенопиритом. Зона окисления развита до глубин 10-50 м. Степень окисления неравномерная (от

глиноподобного облика до серицит-хлорит-кварцевых пород с реликтами первичных структур). Окисленные руды – каолинит-гидрослюдастые, неравномерно насыщенные гидроокислами железа.

Прирост запасов возможен на флангах Западной рудной зоны; не исключено обнаружение новых рудных тел в пределах Южной и Центральной рудных зон.

Сравнительный анализ позволяет выделить следующие общие признаки золото-сульфидных руд Большого Алтая, важные для выявления новых месторождений, их оперативной оценки и промышленной разработки: локализация в пределах крупного Восточно-Казахстанского золоторудного пояса, сформировавшегося в герцинскую эпоху на стыке Казахской и Сибирской континентальных окраин [3]; тесная связь месторождений с углеродсодержащими осадками каменноугольного возраста (аркалыкская, бунконская, жананская свиты); углеродистое вещество дифференцированного керит-антракосилит-шунгит-битумоидного ряда [2,4]; рудоконтролирующая роль C_3 малых интрузий, даек и субвулканических тел пестрого состава (диабазовые порфиры, диориты, гранодиориты, плагиогранит-порфиры); «сквозные» гидротермалиты – углеродистые серицитолиты, березиты, пирититы; метасоматические индикаторы верхних горизонтов – каолинит-гидрослюдастые образования и альбититы, нижних – серицит-флогопит-карбонатные породы; крупнообъемная морфология рудных залежей (минерализованные зоны, линзы, линейные штокверки); вкрапленные и прожилково-вкрапленные текстуры эндогенных руд; проявления на верхних горизонтах золотоносных кор выветривания, окисленных руд, генетически связанных с коренным источником металла; основные сульфиды-концентраторы золота – пирит и арсенопирит (до сотен г/т); «сквозной» спутник золота – As, геохимические индикаторы верхних горизонтов – Sb, Hg, Ba, Ag, Pb, средних и нижних – Cu, Bi, Mo, Ni, Co.

Список литературы

1. Рафаилович М.С. Модели вертикальной геохимической зональности месторождений золота и их использование при поисковых работах: Учебно-методическое пособие. – Усть-Каменогорск, 2002. – 166 с.
2. Борцов В.Д., Рафаилович М.С., Титов Д.В. и др. О зональности золотого оруденения в Западной Калбе (Восточный Казахстан) // Геология и охрана недр. – 2004. – №3. – С.20-26.
3. Малыгин А.А., Дьячков Б.А. Золоторудные пояса Восточная оценка // Вестник ВКГТУ. – 2000. – №3. – Усть-Каменогорск.
4. Марченко Л.Г., Шиповалов Ю.В., Ищенко В.В. Метасоматический спектр золотого оруденения в терригенно-углеродистых образованиях и оценки золоторудных месторождений Казахстана 44.



Получено: 21.04.05

ПРОЗРАЧНЫЙ БЕТОН

Молодой венгерский архитектор Арон Лошонци предложил закладывать в бетон ори-

ентированные в одном направлении светопроводящие волокна из оптического стекла. Получаются полупрозрачные блоки. На стене, построенной из таких блоков, видны четкие очертания теней предметов, находящиеся за ней, даже если толщина стены составляет несколько метров. Изобретение может совершенно преобразить облик городов. Лошонци намерен построить в своем родном городе Чонгшарде небольшое экспериментальное сооружение из полупрозрачного – беседку или часовню. Световоды предоставит заинтересовавшаяся идеей немецкая стекловаренная фирма «Шотт».

«Наука и жизнь» №2, 2004

УДК 622.831:622.271.737

Т.Т. Ипалаков, В.Х. Кумыков
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

МЕТОД ОПТИМИЗАЦИИ ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА ПОРОД

Рассматривается однородный массив горных пород, находящихся в напряженно-деформированном состоянии при открытых горных работах. Принимается гипотеза круглоцилиндрической поверхности скольжения, для которой наиболее полно представлены классическая теория и математический аппарат исследований. Задача – установить наиболее опасную поверхность скольжения массива пород при различных значениях компонентов напряжения на основе исследования предельного равновесия прибортовой зоны карьера. Базой исследования является общий метод теории предельного равновесия, разработанный В.В. Соколовским (Соколовский В.В., 1960.-243 с.).

Согласно исследованиям [1], условие предельного равновесия плоского откоса борта карьера в случае однородности массива пород может быть выражено функцией вида:

$$0,25 \cdot (\sigma_x - \sigma_y)_2 + \tau_{xy}^2 = 0,5 \sin^2(\sigma_x + \sigma_y + 2H^0)^2, \quad (1)$$

где $H^0 = C \cdot \operatorname{ctg} \rho$, C - силы сцепления в массиве пород.

Уравнение (1) нелинейно, что затрудняет его решение для оценки предельно-напряженного состояния откоса. Поэтому вводится понятие «приведенное нормальное напряжение», и в новых индексах уравнение (1) принимает вид:

$$\delta = (\delta_1 + \delta_2) + 2H^0 = 0,5(\delta_x + \delta_y) + 2H^0, \quad (2)$$

причем

$$\sigma_1 + \sigma_2 = \sin \rho (\sigma_1 + \sigma_2 + 2H^0), \quad (3)$$

где ρ - угол внутреннего трения; $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ - компоненты главных напряжений в прямоугольной системе ХОУ.

Числовые значения компонентов напряжений устанавливаются на основе формул:

$$\sigma_x = 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) + 0,5(\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \cos 2\varphi \quad (4)$$

$$\sigma_y = 0,5(\sigma_1 - \sigma_2) - 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) \cdot \cos 2\varphi \quad (5)$$

$$\tau_{xy} = 0,5(\sigma_1 - \sigma_2) \cdot \sin 2\varphi \quad (6)$$

или

$$\left. \begin{aligned} \sigma_x \\ \sigma_y \end{aligned} \right\} = \sigma \cdot (1 \pm \sin \rho \cdot \cos 2\varphi) - H^0$$
$$\sigma_{xy} = \sigma \cdot \sin \rho \cdot \sin 2\varphi,$$
(7)

где φ - угол между направлением наибольшего главного напряжения σ_1 и осью X в системе координат XOY , куда помещен плоский откос (рис. 1).

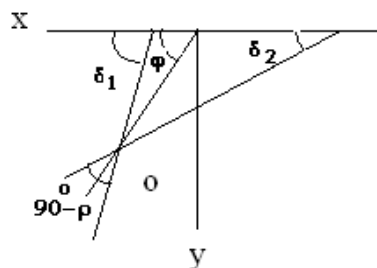


Рис. 1. Схема к оценке области изменения угла φ : δ_1 — угол наклона касательной, проведенной к линии скольжения первого семейства в точке O ; δ_2 - угол наклона касательной, проведенной к линии скольжения второго семейства

Формула (7) - есть характеристика области максимального напряжения откоса с наиболее опасной круглоцилиндрической поверхностью скольжения. Исследованиями [2] установлено, что в однородном массиве горных пород прибортовой зоны глубоких карьеров поверхность скольжения массива без разрыва сплошности может иметь более сложную форму: наклонную прямую под углом $45 + \rho/2$ - в области, примыкающую к верхней бровке откоса, и логарифмическую в его нижней части. Так как рассматривается однородный массив горных пород, то область максимального напряжения прибортовой зоны карьера можно аппроксимировать прямоугольным треугольником, катеты которого соответствуют компонентам главных напряжений:

$$\begin{aligned} a &= 0,5 |\sigma_x - \sigma_y|, \\ b &= \tau_{xy}, \end{aligned}$$
(8)

а гипотенуза со стороной, равной

$$c = 0,5 \sin \rho \cdot (\sigma_x + \sigma_y + 2H^0),$$
(9)

есть ограничивающая линия данной области в прямоугольной системе координат (рис. 2).

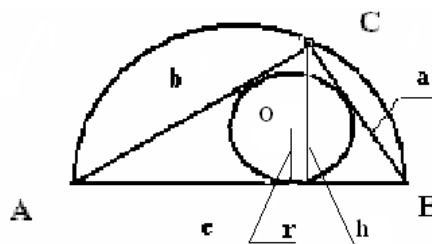


Рис. 2. Схема к оценке значения λ массива пород прибортовой зоны карьера

Если в данный треугольник вписать окружность и воспользоваться свойством прямоугольного треугольника, согласно которому имеет место неравенство вида

$$\sqrt{2} - 1 \leq r/h \leq 0,5, \quad (10)$$

то на основании (8) и (9) имеем

$$r/h = \lambda = \sin \rho \cdot (\sigma_x + \sigma_y + 2H^0) \cdot [2\tau_{xy} + |\sigma_x - \sigma_y| + \sin \rho \cdot (\sigma_x + \sigma_y + 2H^0)]. \quad (11)$$

Функция (11) отображает напряженно-деформированное состояние однородного массива горных пород в зоне вероятного сдвижения, и так как она непрерывна, то можно записать

$$\lambda(\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}) = [1 \pm \sin 2\varphi + |\cos 2\varphi|]^{-1}. \quad (12)$$

Значение функции (12) определяется в зависимости от абсолютного значения разности $|\sigma_x - \sigma_y|$ и φ , так как она базируется на теории предельного равновесия среды.

Если $|\sigma_x - \sigma_y| \geq 0$, то $\cos 2\varphi > 0$

$$\lambda(\sigma_x, \sigma_y) = (1 + \operatorname{tg}^2 \varphi) \cdot [2 \cdot (1 + \operatorname{tg} \varphi)]^{-1}. \quad (13)$$

В уравнениях (12), (13) угол φ , характеризующий форму площадки скольжения в различных частях откоса, меняется в пределах:

$$-\pi \cdot (0,25 + m) \leq \varphi \leq \pi \cdot (0,25 + m), \quad (14)$$

где m - коэффициент ($m = 0, \pm 1, \pm 2, \dots$).

В случае $\sigma_x - \sigma_y \leq 0$, $\cos 2\varphi < 0$. Тогда имеет место неравенство вида:

$$\pi(0,25 + m) \leq \varphi \leq \pi(0,75 + m), \quad (15)$$

а функция (13) преобразится и примет следующее значение:

$$\lambda(\sigma_x, \sigma_y) = (1 + \operatorname{tg}^2 \varphi) \cdot [2 \operatorname{tg} \varphi (1 + \operatorname{tg} \varphi)]^{-1} \quad (16)$$

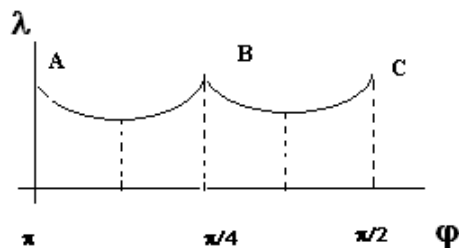
Третий случай, когда в однородной среде прибортового массива горных пород компоненты главных напряжений равны, т.е. $\sigma_x - \sigma_y = 0$, $\cos 2\varphi = 0$, угол φ принимает одно из значений:

$$m \cdot \pi \leq \varphi \leq \pi(0,5 + m). \quad (17)$$

Тогда значение функция (13) вычисляется по формуле:

$$\lambda = [1 + \sin 2\varphi + |\cos 2\varphi|]^{-1}. \quad (18)$$

Графики функций (13), (16) и (18) приведены на рис. 3.

Рис. 3. График функции $\lambda(\varphi)$

Если прибортовой массив горных пород в прямоугольной системе координат помещен в верхнюю полуплоскость, т.е. $Y \geq 0$, то областью изменения угла φ является сегмент $[0; 0,5]$ (ось X направлена влево, ось Y — вертикально вниз). Тогда на основании формулы

$$\operatorname{tg} \varphi = \left[\sin \rho \cdot (\sigma_x + \sigma_y + 2H^0) - (\sigma_x - \sigma_y) \right] \cdot (2\tau_{xy})^{-1} \quad (19)$$

можно записать уравнение вида (3):

$$d_y/d_x = \left[\sin \rho \cdot (\sigma_x + \sigma_y + 2H^0) - (\sigma_x - \sigma_y) \right] \cdot (2\tau_{xy})^{-1}. \quad (20)$$

Так как компоненты напряжения являются функциями координат, выражение (20) представляет собой дифференциальное уравнение главных площадок скольжения плоского откоса борта карьера, сложенного однородными горными породами. Причем из-за разнородности форм площадок скольжения в различных частях откоса, нарушение предельного равновесия приводит к выпиранию основания борта карьера.

Если $\sigma_x > \sigma_y$, минимально напряженное состояние откоса в зоне, примыкающей к $(+X)$, описывается уравнением вида:

$$\lambda = 1 + \sqrt{2} \cdot \cos(2\varphi - 0,25\pi), \quad 0 \leq \varphi \leq 0,25. \quad (21)$$

Если $\sigma_x < \sigma_y$, то справедливо уравнение

$$\lambda = 1 - \sqrt{2} \cdot \cos(2\varphi + 0,25\pi), \quad 0,25 \leq \varphi \leq 0,5\pi. \quad (22)$$

Переходная зона определяется условием:

$$\sigma_x = \sigma_y, \quad \lambda = (1 + \sin 2\varphi)^{-1}, \quad \varphi = 0,25\pi. \quad (23)$$

В уравнениях (21–23) $\lambda = F(\varphi)$. С увеличением φ до значения $\varphi = \pi^1 + (45^\circ - \rho/2)$ в точках круглоцилиндрической поверхности скольжения имеет место минимальное значение функций, т.е. $\lambda = (\sqrt{2} - 1) \rightarrow \min$. Это точка перегиба. Затем функция λ растет, достигая своего максимума, равного 0,5 при $\varphi = 90^\circ$. Предельное равновесие плоского откоса, сложенного однородными породами, наступает при $\sqrt{2} - 1 \leq \lambda \leq 0,5$.

Список литературы

1. Ипалаков Т.Т., Токмурзин О.Т. К исследованию теории предельного равновесия // Изв. вузов. Горный журнал. — 1983. — №12. — с.31.
2. Токмурзин О.Т., Ипалаков Т.Т., Киргинцев В.А. Уточнение устойчивости бортов Жайремских карьеров. Отчет по теме // Фонды УКСДИ. — Усть-Каменогорск, 1976.
3. Ипалаков Т.Т. Геомеханическое обоснование напряженного состояния прибортовых массивов и конструирование устойчивых откосов ресурсосберегающего профиля. — Алматы:

ГЫЛЫМ, - 1996.

Получено: 13.06.05

УДК 622.271:622.831

В.Х. Кумыков, Т.Т. Ипалаков, Т.М. Кумыкова
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ КОНСТРУИРОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНОГО ПРОФИЛЯ ОТКОСОВ БОРТОВ
ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ**

При разработке комплексных полиметаллических месторождений многосортных руд открытым способом проблема управления устойчивостью прибортовой зоны карьера по мере развития горных работ становится особенно актуальной. Это обусловлено тем обстоятельством, что по достижении определенной глубины карьера добыча руд в режиме усреднения качества затрудняется из-за сужения ширины рабочих площадок, что приводит к необходимости ведения горных и добычных работ с переменными углами откосов бортов. Практика разработки сложных полиметаллических месторождений Казахстана и стран СНГ (Жайремская группа месторождений, Центральный Казахстан; Горевское месторождение в Красноярском крае; Уч-Кулачское комплексное месторождение и др.) показала, что при ограниченных размерах рабочей площадки усложняются условия внутри-карьерного усреднения качества руд, а при превышении ее нормативных параметров возрастают непроизводительные затраты.

Поэтому задача состоит в оптимизации формы откоса борта карьера на каждом этапе разработки месторождения, которая может быть установлена по усредненным значениям коэффициентов вскрыши с помощью интегрального графика развития горных работ

$$Y = f\left(\sum_{ijk}^{IJK} P_{ijk}\right), \quad (1)$$

где P_{ijk} - количество руды i -го сорта, добываемого с k -го забоя j -го горизонта.

При этом рабочая зона карьера характеризуется параметрами: глубиной промежуточного этапа развития горных работ H_s ; углами откосов бортов со стороны висячего и лежащего боков $\varphi_{1,2}$; минимальной шириной рабочей площадки B , обеспечивающей развитие горных работ.

Для выбора рациональных значений конструктивных и технологических параметров рабочей зоны в условиях действующего карьера требуется работать с переменными углами откосов бортов, при которых возможно обеспечить нормативный запас устойчивости массива пород прибортовой зоны. При этом углы откосов должны быть оптимальными по фактору производства горных и добычных работ в управляемом режиме. Это предполагает технологическую устойчивость карьера как сложной динамической системы.

Практика отработки полиметаллических месторождений руд цветных металлов знает немало примеров, когда из-за осложнений, вызванных потерей устойчивости массива борта карьера, нарушается ритмичность циклов производства, нередко с тяжелыми эко-

номическими последствиями.

В зависимости от конструкции профиля борта карьера изменяются годовые объемы добываемой руды, вскрышных пород, текущий коэффициент вскрыши, количественные и качественные показатели потерь товарной массы. Ошибки в выборе профиля борта приводят к деформациям и выполаживанию углов откосов и приросту объемов вскрышных работ.

Например, в связи с появлением оползня на северо-западном борту Зырянского карьера возникла необходимость в строительстве подпорной стенки и контрфорса. Это повлекло за собой изменение профиля откоса борта карьера и увеличение общего объема вскрышных работ более чем на 15 млн м³ [1]. Аналогичная ситуация сложилась на Николаевском карьере ВКМХК, когда пополз северный борт, что привело к выполаживанию угла откоса борта на 2° и увеличению объема вскрыши более чем на 20 млн м³.

Анализ практики разработки месторождений глубокими карьерами свидетельствует, что из-за деформации массива прибортовой зоны и внезапных сходов больших объемов горных пород в рабочей зоне нередко создаются аварийные ситуации, сопровождающиеся выходом из строя транспортных коммуникаций, что приводит к вынужденным простоям технологического оборудования. Требуется стабилизировать сдвигание бортов откосов путем придания им рациональной формы.

Установление рационального профиля и обеспечение устойчивости борта карьера является типичной оптимизационной задачей. Для решения этой задачи предложена экономико-математическая модель вида:

$$Z_t^{BP} = (1 + E_n)^{T-t} \cdot \sum_{jk} [(C_{jk}^V + C_{jk}^{TP} + C_{jk}^{OO}) \cdot V_{jk}^B] \rightarrow \min \quad (2)$$

при условиях:

$$V_{jk}^B = Q_{ijk} \cdot n_j \rightarrow \min, \quad (3)$$

$$V_{kj}^{TP} = n_j \cdot \sum_{ijk} Q_{ijk} \cdot l_{ijk}^p + \sum_{jk} V_{jk}^B \cdot l_{jk}^B \quad (4)$$

$$n_{cp} \rightarrow \min \left\{ \sum_{jk} V_{jk}^B / \sum_{ijk} Q_{ijk}^O \right\} \quad (5)$$

где Z_t^{BP} - суммарные затраты на производство вскрышных работ в t -й год, тыс.руб.;

$C_{jk}^V, C_{jk}^{TP}, C_{jk}^{OO}$ - соответственно стоимости выемки, транспортирования 1 м³ вскрышных пород, вынимаемых из k -го забоя j -го горизонта, и укладки их в отвал, руб.; V_{jk}^B - объем вскрышных пород j -го горизонта, тыс.м³; Q_{ijk} - количество рудной массы i -го сорта из k -го забоя j -го горизонта, т; n_j - слоевой коэффициент вскрыши, м³/т; l_{ijk} - расстояние от k -го забоя с i -м сортом руды j -го горизонта до рудного склада, км; l_{jk} - расстояние от k -го забоя j -го горизонта до породного отвала, км; n_{cp} - средний с начала отработки коэффициент вскрыши, м³/т; E_n - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, $E_n = 0,12$; T - общее время существования карьера, лет; t - время на момент производства работ с начала существования карьера.

Задача решалась для условий Николаевского и Жайремских карьеров в следующей последовательности.

На поперечном геологическом плане масштаба 1:4000 отстраиваем выпукло-вогнутые, плоские и другие ступенчатые профили и ставим их в положение устойчивого равновесия путем выполаживания углов откоса у основания и на некоторой h_j глубине от поверхности карьера; отстраиваем одним из методов [2] потенциальные поверхности скольжения для каждого из них с учетом геометрии рабочей зоны и возможности размещения рабочих уступов, обеспечивающих нормальные условия работы карьера при добыче много-сортных руд. Влияние формы профиля на устойчивость борта учитываем согласно методике, изложенной в работе [3].

Высота плосковыпуклого профиля с двумя изломами поделена на три равные части. Углы наклона уступа приняты равными: в подошве - $45 + \rho/2$, в средней части - углу наклона плоского откоса (ρ - угол внутреннего трения пород).

Высота одноступенчатого откоса поделена на два равных участка. Углы откосов уступов участков приняты равными между собой, т.е. $\alpha = \alpha_I = 45^\circ$ (рис. 1) и 38° (рис. 2). Ширина бермы безопасности одноступенчатого профиля определена по формуле (1,2):

$$r = H_n \cdot t \cdot m/n, \quad (6)$$

где H_n - высота рабочей зоны, м; t - коэффициент; $t = r / \Delta$; $\Delta = h \cdot m$; h - высота части (участка) откоса с углом α при основании; m - ширина призмы возможного обрушения:

$$m = \sqrt{ctg \alpha \cdot ctg 0,5(\alpha + \rho)} - ctg \alpha, \quad (7)$$

где n - количество участков откоса с постоянным профилем.

Предельную высоту ступенчатого профиля с плоской поверхностью скольжения, проходящей по наиболее ослабленной зоне с углом наклона ψ , определяем по уточненной формуле вида:

$$H_n = H_{90} / \left[1 - \sqrt{1 - (1 - ctg \alpha_3 \cdot tg \psi) \cdot \lambda_C} \right]^{-1}, \quad (8)$$

где H_n - предельная высота откоса в однородной среде изломанного профиля, м; H_{90} - глубина трещины отрыва по вертикали, м; $ctg \alpha_3$ - котангенс эквивалентного угла наклона ступенчатого профиля, приведенного к плоской форме откоса, град.; λ_C - коэффициент, учитывающий форму откоса:

$$\lambda_C = 1 - (ctg \alpha_3 - ctg \alpha) \cdot (ctg \psi - ctg \alpha)^{-1}, \quad (9)$$

$$ctg \alpha_3 = ctg \alpha + (1 - n^2) \cdot (ctg \alpha - ctg \alpha_I), \quad (10)$$

где ψ - угол наклона потенциальной плоскости приведенной поверхности скольжения в наиболее ослабленной зоне массива.

$$\psi = (\alpha_3 + \rho)^2 + (\alpha - \alpha_3) / 1,5n. \quad (11)$$

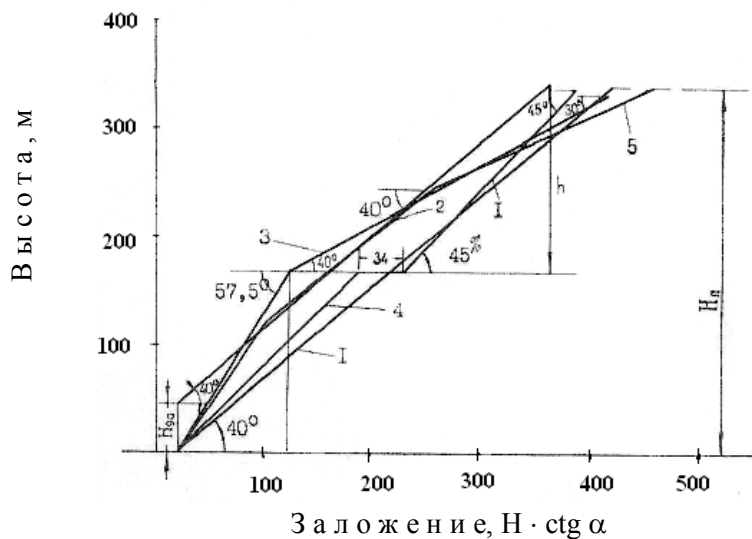


Рис. 1. Схема к оптимизации профиля откоса борта при глубине карьера 360 м

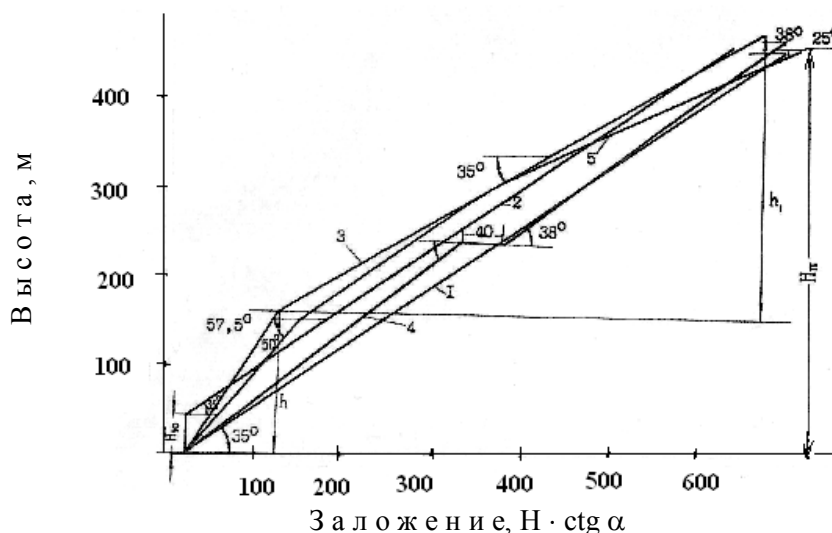


Рис. 2. Схема к оптимизации профиля пород при глубине карьера 480 м

Геометрические построения и расчеты устойчивости профиля выполнены для исходных данных: сила сцепления в массиве $C_m = 350 \text{ кН/м}^2$; угол внутреннего трения $\rho = 25^\circ$; плотность пород массива $\gamma_n = 25 \text{ кН/м}^3$; в прочностные характеристики горных пород введен коэффициент запаса устойчивости $k_v = 1,3$.

Анализ показывает, что более рациональной формой (минимум n_{cp} , минимум 3_t^{BP} , минимум V_{jk}^{TP} , минимум V_{jk}^B) является плосковыпуклый профиль с одним изломом и плоским откосом с H_{90} в подошве (H_{90} - глубина вертикального трещинообразования при отрыве массива T). Но профиль с H_{90} в подошве технически неприемлем, так как при этом невозможно обеспечить выемку запасов, залегающих ниже подошвы откоса.

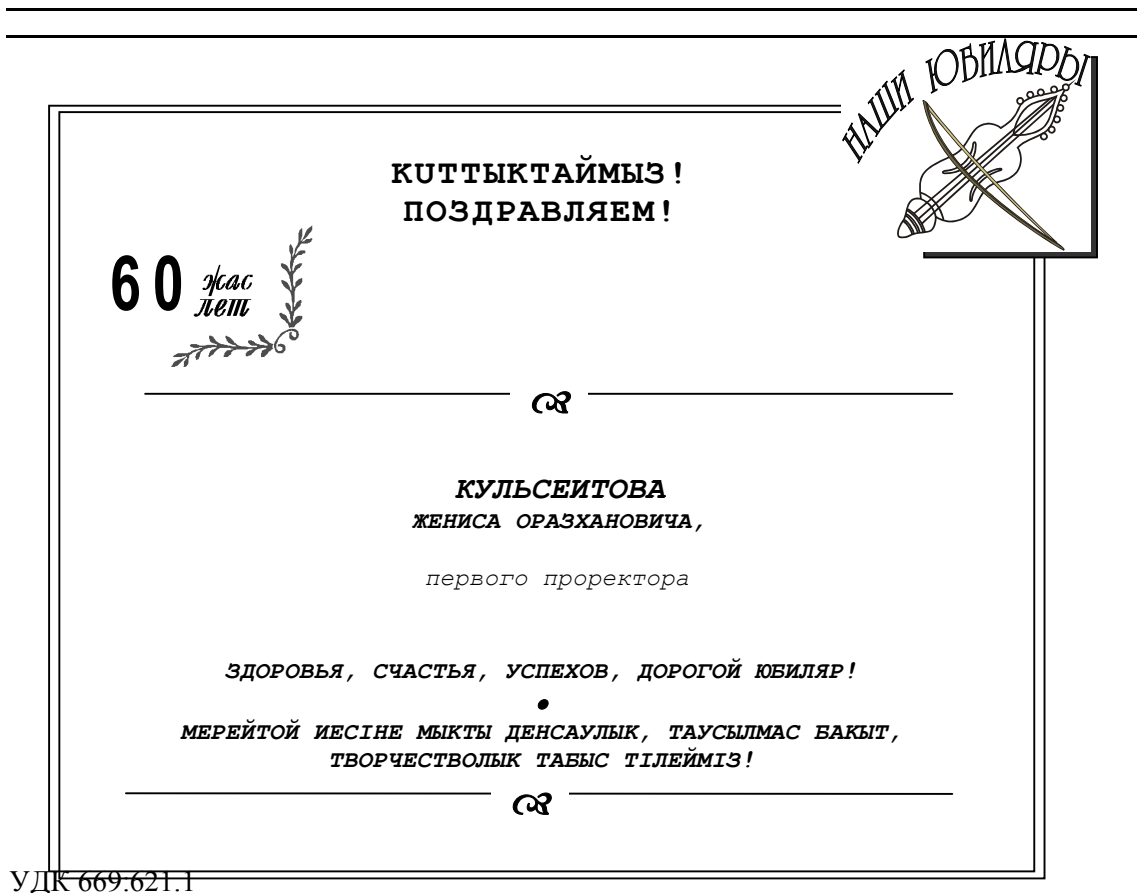
Таким образом, плосковыпуклый профиль откоса борта рабочей зоны карьера, обеспе-

чивая устойчивость и создавая безопасные условия работы людей и технологического оборудования, признается наиболее экономичным. Уменьшение объема вскрышных работ по сравнению с плоским профилем составляет 25,3 тыс.м³.

Список литературы

1. Кумыков В.Х. Токмурзин О.Т. Определение границ карьеров с учетом устойчивости бортов // Передовая технология горных работ в цветной металлургии. - Усть-Каменогорск, 1986. - С.96-102.
2. Токмурзин О.Т., Ипалаков Т.Т. Напряженное состояние откосов и устойчивость бортов карьера. - Алма-Ата: КАЗНИИНТИ, 1991. - 81с.
3. Кумыков В.Х., Иржанов А.Ш. Выбор метода и критерия оптимизации направления развития горных работ в карьерах // Разработка полиметаллических месторождений в сложных горно-геологических условиях. - Усть-Каменогорск, 1983.- С.68-73.

Получено: 17.05.05



Е.В. Приходько

ПГУ им. С. Торайгырова, г. Павлодар

**ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА РАЗОГРЕВА СТАЛЕРАЗЛИВНОГО КОВША
ПОСЛЕ КАПИТАЛЬНОГО РЕМОНТА**

В качестве объекта исследования термических напряжений, возникающих при разо-

греве металлургического агрегата, рассмотрим футеровку сталеразливочного ковша ёмкостью 25 тонн. Футеровка стальной ковша состоит из пяти слоёв. Толщина рабочего слоя (из периклазоуглеродистых огнеупоров) 135 мм; кладка – кольцевая. Толщина арматурного слоя из шамота – 65 мм. Между этими слоями – набивная муллито – корундовая масса толщиной 30 мм. Непосредственно у металлического кожуха – листы асбокартона, толщиной 10 мм. Учитывая такое строение футеровки, с позиции возникающих термических напряжений, рассматриваться будет только рабочий слой футеровки.

В соответствии с существующей технологией разогрева ковша были приняты следующие исходные данные:

1. Разогрев ковша после капитального ремонта осуществляется газом на специальном стенде в течение 24 часов.

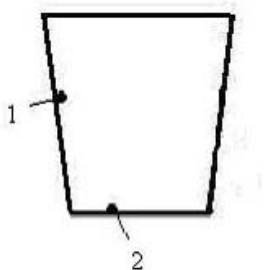


Рис. 1. Установка термопар для измерения температур внутренней поверхности футеровки

2. После капитального ремонта ковша на него были установлены две термопары на внутренней поверхности футеровки (рис.1). Измерение температуры внутренней поверхности футеровки показало, что максимальная температура, которой достигает внутренняя поверхность ковша в точке 1 при разогреве, составляет 940°C , а в точке 2 – 840°C (рис. 2). Точка 1 измерения температуры находится на стыке 5 и 6 ряда огнеупоров (что соответствует расположению ядра факела), а точка 2 – на подине. Результаты показывают, что нагрев внутренней поверхности характеризуется достаточно большим (100°C) температурным перепадом по высоте ковша.

3. На графике 1 (рис. 2) имеется участок выдержки при температуре $\sim 370^{\circ}\text{C}$ (1ч00м – 4ч50м); на графике 2 при температуре $\sim 180^{\circ}\text{C}$ (2ч20м – 5ч10м).

4. Максимальной температуры внутренняя поверхность футеровки достигает уже после 16 часов нагрева, в последние 8 часов происходит поддержание максимальной температуры футеровки, а не её разогрев.

Исходя из первоначальных данных, возникает следующее задание для оптимизации рабочего слоя футеровки:

1. Рассчитать температурные напряжения, возникающие в рабочем слое футеровки для графиков 1, 2 (рис. 2) и сравнить их с максимально допустимыми по условиям прочности.

2. При превышении допустимых напряжений предложить график разогрева ковша для кривой 1, т.к. на этой кривой более резкие колебания температур, а следовательно, и большие температурные напряжения. Предложенный график разогрева не должен допускать появления критических напряжений.

3. Предложенный график разогрева должен быть оптимален по времени, должен содержать участок выдержки при температуре $\sim 370^{\circ}\text{C}$ продолжительностью 3 ч 50 м, а также разогревать футеровку до максимальной температуры (940°C).

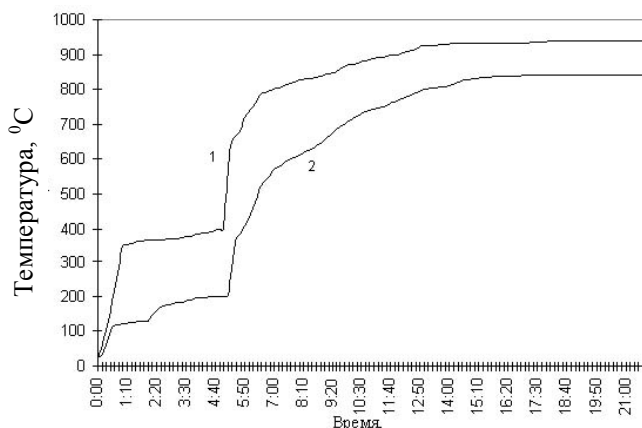


Рис. 2. Температура внутренней поверхности ковша в точках 1 и 2

Предложенный график разогрева должен быть оптимален по времени, должен содержать участок выдержки при температуре $\sim 370^\circ\text{C}$ продолжительностью 3 ч 50 м, а также разогревать футеровку до максимальной температуры (940°C).

Для решения задачи внутреннего теплообмена в рабочем слое футеровки примем некоторые допущения. Будем считать, что объект исследования является однородным и изотропным, характеризуемым постоянными во всей расчётной области значениями удельной объёмной теплоёмкости c [Дж/(м³·К)] и коэффициента теплопроводности λ [Вт/(м·К)].

Для численного решения задачи теплопроводности применим метод конечных разностей для неявной четырёхточечной разностной схемы [1]:

$$\frac{T_i^{k+1} - T_i^k}{\Delta t} = \frac{T_{i+1}^{k+1} - 2 \cdot T_i^{k+1} + T_{i-1}^{k+1}}{\Delta y^2}. \quad (1)$$

Вычисление температур по данной схеме производится по формуле:

$$T_i^{k+1} = \alpha_i \cdot T_{i+1}^{k+1} + \beta_i, \quad i=1, \dots, n, \quad (2)$$

где α_i, β_i — вспомогательные коэффициенты.

При $i = 1$

$$\alpha_1 = \frac{2 \cdot f}{1 + 2 \cdot f}; \quad \beta_1 = \frac{T_1^k}{1 + 2 \cdot f}. \quad (3)$$

При $i = 2, \dots, n$

$$\alpha_i = \frac{f}{1 + f \cdot (2 - \alpha_{i-1})}; \quad \beta_i = \frac{T_i^k + f \cdot \beta_{i-1}}{1 + f \cdot (2 - \alpha_{i-1})}. \quad (4)$$

Значение f находим по формуле:

$$f = \frac{a \cdot \Delta t}{\Delta y^2}, \quad (5)$$

где Δt — шаг по времени, с; Δy — шаг по координате, м.

В случае одностороннего нагрева стенки под воздействием температурного градиента возникают радиальные σ_r , тангенсальные σ_θ и осевые σ_z напряжения:

$$\sigma_r = \frac{\alpha_i \cdot E}{2 \cdot (1 - \nu)} \cdot (M - M_i), \quad (6)$$

$$\sigma_{\Theta} = \frac{\alpha_t \cdot E}{2 \cdot (1 - \nu)} \cdot (M + M_i - 2 \cdot T_i), \quad (7)$$

$$\sigma_z = \frac{\alpha_t \cdot E}{1 - \nu} \cdot (M - T_i), \quad (8)$$

где E – модуль упругости, кг/см; α_t – коэффициент термического расширения, $^{\circ}\text{C}^{-1}$; ν – коэффициент Пуассона; M – моментный интеграл; M_i – моментный интеграл в рассматриваемой точке; T_i – температура в рассматриваемой точке, $^{\circ}\text{C}$.

Моментный интеграл выражается формулой:

$$M = \int_0^H T \cdot x dx. \quad (9)$$

Вычисление моментного интеграла производим методом трапеций.

При вычислении температур футеровки по неявной схеме рабочий слой футеровки разбивается на шесть равных частей (семь узловых точек). В соответствии с графиком (рис. 1) расчёт производился для промежутка времени 00ч00м – 14ч00м, т.к. именно в этом временном интервале происходит значительное изменение температуры.

Величины E , α и ν в формулах (6) – (8) для всей расчётной области приняли постоянными. Для периклазоуглеродистых огнеупоров предел прочности на сжатие примем равным 40 МПа; предел прочности на растяжение: 25 МПа [2].

В табл. 1 и 2 приведены температурные поля футеровки в соответствующие моменты времени.

Таблица 1. Температурные поля футеровки в точке 1

Вре- мя	Температура в точке, $^{\circ}\text{C}$							Среднеин- тегральная температура, $^{\circ}\text{C}$
	0	H/6	2H/6	3H/6	4H/6	5H/6	H	
0:20	100,00	73,87	56,70	45,77	39,17	35,66	34,56	52,64
0:40	215,00	162,80	124,82	98,29	80,98	71,24	68,10	112,40
1:00	345,00	272,82	217,53	177,07	149,61	133,71	128,51	196,79
1:20	350,00	307,28	268,73	236,81	213,13	198,62	193,74	248,80
1:40	359,00	328,05	300,19	276,89	259,33	248,44	244,75	285,35
2:00	365,00	342,73	322,60	305,68	292,90	284,95	282,25	311,76
5:10	580,00	500,44	453,69	426,33	410,76	402,80	400,35	445,97
5:30	670,00	605,81	552,75	512,36	484,45	468,194	462,86	530,70
5:50	719,00	662,28	615,54	578,86	552,49	536,60	531,30	594,29
6:10	750,00	705,12	666,45	635,21	612,31	598,34	593,65	647,55
6:30	788,00	746,96	712,29	684,60	664,43	652,16	648,04	695,80
6:50	796,00	767,90	742,66	721,66	705,94	696,23	692,95	729,41
7:10	804,00	782,98	764,19	748,53	736,77	729,48	727,01	754,27
7:30	813,00	796,18	781,45	769,33	760,29	754,71	752,82	773,90

Таблица 2. Температурные поля футеровки в точке 2

Вре- мя	Температура в точке, °С							Среднеин- тегральная температу- ра, °С
	0	Н/6	2Н/6	3Н/6	4Н/6	5Н/6	Н	
0:30	100,00	74,56	57,80	47,03	40,45	36,93	35,82	53,69
0:40	115,00	91,72	73,81	60,90	52,32	47,46	45,89	67,42
0:50	118,00	99,93	84,42	72,23	63,58	58,45	56,75	77,40
5:20	280,00	244,85	223,98	211,62	204,50	200,81	199,67	220,32
5:40	390,00	341,23	302,33	273,67	254,36	243,31	239,72	287,55
6:00	432,00	389,15	353,64	325,86	305,99	294,09	290,12	337,65
6:20	492,00	445,12	407,46	378,53	358,02	345,77	341,70	391,24
6:40	540,00	497,20	461,01	432,38	411,75	399,32	395,18	444,29
7:00	570,00	533,36	502,21	477,26	459,05	447,97	444,26	487,28
7:20	586,00	557,77	533,11	512,96	498,05	488,90	485,82	520,70
7:40	601,00	578,16	558,17	541,82	529,70	522,26	512,75	548,08
8:00	613,00	594,19	577,96	564,76	555,01	549,02	547,01	569,88

В табл. 3 и 4 приведены значения температурных напряжений по сечению футеровки.

Таблица 3. Температурные напряжения в футеровке ковша в точке 1

Время	Напряжение в точке, МПа						
	0	Н/6	2Н/6	3Н/6	4Н/6	5Н/6	Н
0:20	-50,67	-22,72	-4,34	7,35	14,41	18,17	19,35
0:40	-109,74	-53,88	-13,25	15,14	33,66	44,08	47,44
1:00	-158,58	-81,35	-22,19	21,10	50,48	67,49	73,06
1:20	-108,28	-62,57	-19,93	12,83	38,17	53,69	58,91
1:40	-78,80	-45,69	-15,88	9,05	27,84	39,49	43,44
2:00	-56,97	-33,14	-11,60	6,50	20,18	28,69	31,57
5:10	-143,41	-58,28	-8,26	21,01	37,67	46,19	48,81
5:30	-149,05	-80,37	-23,59	19,62	49,49	66,88	72,59
5:50	-133,44	-72,75	-22,74	16,51	44,73	61,73	67,40
6:10	-109,62	-61,60	-20,22	13,20	37,71	52,65	57,67
6:30	-98,65	-54,74	-17,64	11,98	33,56	46,69	51,10
6:50	-71,25	-41,18	-14,18	8,29	25,11	35,50	39,01
7:10	-53,21	-30,72	-10,61	6,14	18,72	26,52	29,17

7:30	-41,84	-23,84	-8,08	4,89	14,56	20,53	22,55
------	--------	--------	-------	------	-------	-------	-------

Таблица 4. Температурные напряжения в футеровке ковша в точке 2

Время	Напряжение в точке, МПа						
	0	Н/6	2Н/6	3Н/6	4Н/6	5Н/6	Н
0:30	-49,55	-22,33	-4,40	7,13	14,17	17,93	19,12
0:40	-50,91	-26,00	-6,84	6,98	16,16	21,36	23,04
0:50	-43,44	-24,11	-7,51	5,53	14,79	20,28	22,09
5:20	-63,86	-26,25	-3,92	9,31	16,93	20,88	22,09
5:40	-109,62	-57,44	-15,81	14,85	35,50	47,34	51,18
6:00	-100,95	-55,10	-17,10	12,62	33,88	46,61	50,86
6:20	-107,81	-57,65	-17,36	13,60	35,55	48,65	53,01
6:40	-102,41	-56,61	-17,89	12,74	34,82	48,12	52,55
7:00	-88,51	-49,31	-15,97	10,72	30,21	42,06	46,03
7:20	-69,87	-39,66	-13,28	8,28	24,24	34,03	37,32
7:40	-56,62	-32,19	-10,80	6,70	19,67	27,63	37,80
8:00	-46,14	-26,01	-8,65	5,48	15,91	22,32	24,47

На рис. 3 и 4 приведены зависимости возникающих термических напряжений от времени. Прослеживается чёткая взаимосвязь между скачками температуры (рис. 2) и скачками возникающих напряжений (рис. 3, 4).

Существующий график разогрева футеровки сталеразливочного ковша является критическим по возникающим температурным напряжениям. В процессе разогрева на графике 1 (рис.1) выделяются два периода времени, температурные напряжения в которых превышают допустимые (0ч20м – 2ч10м ; 5ч10м – 7ч30м); на графике 2: (0ч30м – 0ч50м ; 5ч20м – 8ч10м). При нагреве в высокотемпературном участке от средней температуры возникает напряжение сжатия (σ_c), а в низкотемпературном участке – напряжение растяжения (σ_p). Максимальное значение напряжения сжатия в точке 1 больше допустимого в 4 раза, а напряжения растяжения – почти в 3 раза; в точке 2 напряжения сжатия больше допустимого почти в 3 раза, напряжения растяжения – более чем в 2 раза.

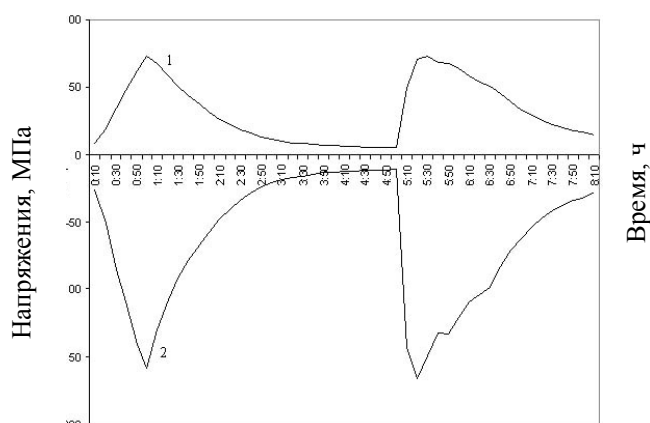


Рис. 3. Напряжения в точке 1 на внешней (1) и внутренней (2) поверхности рабочего слоя футеровки

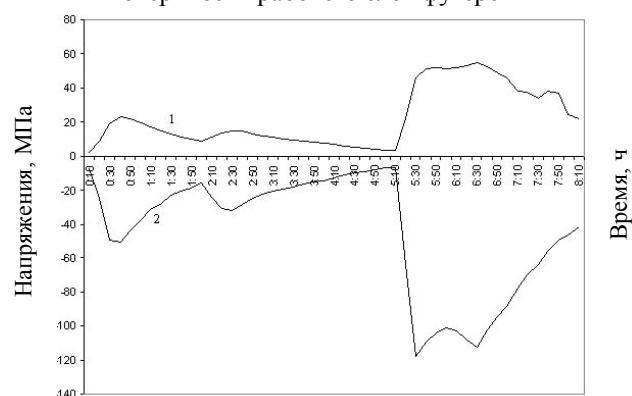


Рис. 4. Напряжения в точке 2 на внешней (1) и внутренней (2) поверхности рабочего слоя футеровки

В соответствии с заданием был разработан график разогрева ковша со скоростями, при которых образующиеся термические напряжения не превышают критических (рис. 5). Скорость нагрева футеровки не превышает 60 °С/час. Максимальной температуры футеровка достигает после 20 часов нагрева. Выдержка при температуре ~ 370 °С осуществляется в интервале 6ч00м – 9ч50м.

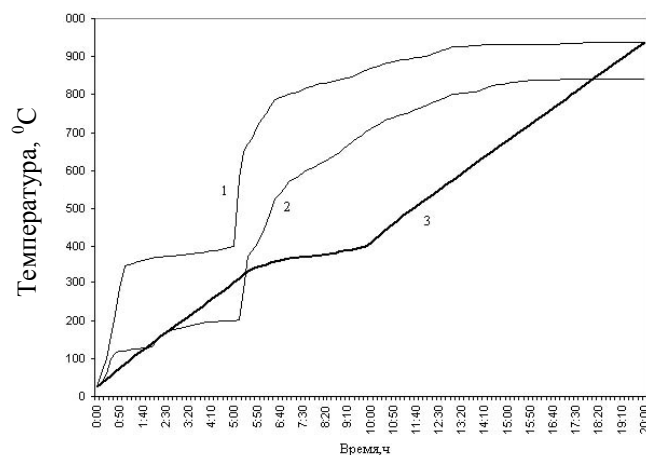


Рис. 5. Графики разогрева ковшей: 1, 2 – существующие; 3 – рекомендуемый

По результатам проведенных исследований предлагается изменить существующий график разогрева сталеразливочных ковшей с целью недопущения температурных напряжений, превышающих предел прочности для данного вида огнеупоров, что приведет к увеличению стойкости футеровки ковшей.

Список литературы

1. Арутюнов В.А., Бухмиров В.В., Крупенников С.А. Математическое моделирование тепловой работы промышленных печей. – М.: Металлургия, 1990. – 239 с.
2. Огнеупоры для промышленных агрегатов и топок: Справочник в 2-х книгах/ Под ред. И.Д. Кашеева. – М.: Интермет инжиниринг, 2000. – 663 с.

Получено: 05.05.05

УДК 669. 884 (574.4)

В.И. Самойлов

АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск

РАЗРАБОТКА РЕАКТОРНОГО ВАРИАНТА СУЛЬФАТИЗАЦИИ β -СПОДУМЕНА С ПОЛУЧЕНИЕМ КОНЦЕНТРИРОВАННЫХ РАСТВОРОВ СУЛЬФАТА ЛИТИЯ

В АО «УМЗ» исследовано влияние технологических параметров сернокислотного вскрытия β -сподумена (в частности, температуры сульфатизации) на полноту извлечения лития в раствор. В работе использован сподуменовый концентрат Белогорского ГОК – (БГОК, Восточно-Казахстанская область).

По данным Р. Эллестеда и К. Лейте [1] при обработке β -сподумена концентрированной серной кислотой минимальная температура начала образования сульфата лития равна 175°C , но они рекомендовали использование более высокой температуры (в промышленной практике применяется нагрев кислотно-сподуменовой смеси в трубчатых вращающихся печах сульфатизации до $250\div 300^{\circ}\text{C}$). Однако К. Даунс и Д. Морган [2] установили, что температура 150°C нагрева кислотно-сподуменовой смеси в печи вполне достаточна, чтобы довести процесс образования сульфата лития практически до конца (табл. 1).

На основании данных, приведенных в табл. 1, следует, что для извлечения значитель-

ных количеств лития за промышленно-приемлемое время требуется температура около 150 °С или более высокая.

Таблица 1. Влияние параметров сульфатизации β -сподумена на извлечение лития в раствор [3]

№ оп.	T, °C	τ , ч	Извлеч. Li, % масс.	№ оп.	T, °C	τ , ч	Извлеч. Li, % масс.
1	80	0,5	2,5	7	150	0,5	43,5
2	80	1,0	3,2	8	150	1,0	80,5
3	80	2,0	3,4	9	150	1,5	92,0
4	100	0,5	3,0	10	300	0,5	87,0
5	100	1,0	5,2	11	300	1,0	92,4
6	100	2,0	8,2	12	300	1,5	90,5

Примечание. $T_{\text{декрип.}} = 1185^\circ\text{C}$, расход 93 %-й серной кислоты на сульфатизацию - 0,3 мл/г тв., расход воды на выщелачивание Li_2SO_4 - 50 мл на 3 г исходного β -сподумена, содержание оксида лития в исходном сподуменовом концентрате 4,04 % масс

Проведение процесса при $t > 150^\circ\text{C}$ сокращает необходимую продолжительность реакции, но не улучшает конечного результата, т.е. извлечения. Все последующие опыты К. Даунс и Д. Морган [2] проводили при температуре реакции сульфатизации 150°C с выдержкой в течение двух часов. В этих условиях обеспечивалось минимальное улетучивание серной кислоты, что также является преимуществом низкотемпературной сульфатизации. В табл. 2 приведены результаты опытов по определению оптимального расхода серной кислоты на сульфатизацию при температуре 150°C в течение 2-х часов. Авторы исследования [2] в данной серии опытов использовали сподумен, декрипитированный при температуре 1000°C , что обеспечило полноту декрипитации 98,5 % масс. Необходимо отметить, что использование в предыдущей серии опытов сподумена, декрипитированного при завышенной температуре (1185°C), привело, очевидно, к блокированию $\sim 8\%$ масс. лития оплавленными минералами (табл. 1, опыты 9, 11).

Приведённые в табл. 2 данные показывают, что оптимальный расход кислоты равен 0,13 мл/г твёрдого, что выше теоретически необходимого (0,1 мл/г твёрдого).

Практическое значение исследований К. Даунса и Д. Моргана [2] заключается в том, что была показана возможность снижения температуры сульфатизации при промышленной переработке β -сподумена с $250 \div 300^\circ\text{C}$ до 150°C . Однако для проведения процесса, по-прежнему, требовались специальные трубчатые вращающиеся печи. При изучении возможности проведения процесса низкотемпературной сульфатизации в химическом реакторе с мешалкой и паровым нагревом реакционной пульпы (температура процесса $100 \div 120^\circ\text{C}$) на предприятии АО «УМЗ» поставлены поисковые опыты в двухлитровых химических стаканах (с мешалками и электроподогревом), имитирующих реакторный вариант сульфатизации (табл. 3).

Таблица 2. Влияние расхода 93 %-й серной кислоты на извлечение лития [3]

Расход кислоты, в мл на 1 г сподуменового концентрата	0,03	0,07	0,10	0,13	0,20
Извлечение Li в раствор, % масс	31,6	58,5	94,0	98,5	96,5

Примечание. Содержание Li_2O в исходном сподуменовом концентрате составляло 4,59 % масс

Таблица 3. Влияние расхода 93 %-й серной кислоты на извлечение лития в условиях реакторного варианта сульфатизации β -сподумена (средние данные 3-х параллельных опытов) [4]

№ п.п.	Расход кислоты, мл/г тв.	Содержание H ₂ SO ₄ в основном р-ре, г/л	Содержание Li в сухом кеке, % масс.	Извлечение кислотовскрываемого Li в р-р (по кеку), % масс.
1	0,18	20,1	1,15	74,6
2	0,24	33,5	0,79	81,3
3	0,25	40,3	0,93	78,4
4	0,30	61,7	0,31	93,6

Примечание. В эксперименте использовался рудоразборный сподуменовый концентрат БГОК с содержанием Li₂O 6,42 % масс., декрипитированный при t=1200 °С. Для сульфатизации β-сподумена (содержание кислотовскрываемого лития – 99 % масс.) водноконцентратную пульпу смешивали с 93 %-й H₂SO₄ за 3÷5 с, τ_{сульф.} = 1,5 ч (с перемешиванием), t_{сульф.} = 120 °С, расход воды на сульфатизацию (0,8 мл/г тв.) поддерживался добавлением свежей воды; τ_{выщел.} = 2 ч, (Т:Ж)_{выщел.} = const = 1:2 (по исходному концентрату), t_{выщел.} ≈ 70 ÷ 80 °С, продолжительность 2-кратной фильтро-репульпационной отмывки кека 2х15 мин, сушка кека при t ≤ 120 °С до постоянного веса

Из данных табл. 3 следует, что реакторный вариант сульфатизации при температуре 120 °С обеспечивает извлечение значительных количеств лития в раствор за 1,5 ч сульфатизации (~94 % масс. кислотовскрываемого лития). Вместе с тем отмечается увеличение расхода серной кислоты (табл. 2 и 3), что можно объяснить более высоким содержанием лития в исходном концентрате и необходимостью создания достаточной концентрации кислоты при сульфатизации с использованием воды. Для уточнения влияния температуры, расхода серной кислоты и воды на полноту сернокислотного вскрытия сподумена, поставлена дополнительная серия опытов, результаты которых представлены в табл. 4.

На основании данных, представленных в табл. 4, следует, что сульфатизация β-сподумена в условиях реакторного варианта и последующее выщелачивание просульфатизированного материала обеспечивает практически полное извлечение кислотовскрываемого лития в раствор (98,9 % масс.) при расходе воды и 93 %-й серной кислоты на сульфатизацию 0,4 мл/г твёрдого и 0,25 мл/г твёрдого соответственно, температуре и продолжительности сульфатизации 104 °С и 1,5 ч (опыт 3). Что касается механизма участия воды в интенсификации сульфатизации β-сподумена, то, предположительно, он следующий. При образовании сульфата лития на поверхности частиц декрипитированного минерала в процессе его сульфатизации вода обеспечивает растворение (выщелачивание) получаемого сульфата лития, облегчая тем самым доступ новой порции кислоты через микротрещины вглубь сульфатируемой частицы для образования новой порции сульфата лития. Таким образом, реакторный вариант сульфатизации β-сподумена обеспечивает совмещение процессов его сульфатизации и выщелачивания образующегося при этом сульфата лития, что также является достоинством данного способа сернокислотного вскрытия β-сподумена. Положительное влияние добавок воды на интенсификацию сульфатизации β-сподумена показано также и при проведении сравнительных испытаний высокотемпературной сульфатизации (табл. 5, опыты 3-8) [4].

Таблица 4. Влияние температуры, расхода 93%-й серной кислоты и воды на полноту сернокислотного вскрытия сподумена (реакторный вариант сульфатизации)

№ опыта	Расход на сульфатизацию, мл/г тв.	Температура сульфатизации,	Содержание в основном сульфатном растворе, г/л	Содержание Li в I-ой	Извлечение кислото-вскрываемого
---------	-----------------------------------	----------------------------	--	----------------------	---------------------------------

	H ₂ SO ₄	H ₂ O	°C	H ₂ SO ₄	Li	промводе, г/л	Li в раствор (по кеку), % масс.
1	0,25	0,8	100	111,0	4,3	0,56	77,7
2	0,25	0,8	104	107,8	6,2	-	81,4
3	0,25	0,4	104	93,1	7,2	1,10	98,9
4	0,30	0,8	120	68,6	6,6	-	96,5
5	0,30	0,8	110	72,5	6,6	-	84,2
6	0,30	0,8	105	78,4	6,2	-	83,1

Примечание. 1. В эксперименте использовался рудоразборный сподуменовый концентрат БГОК с содержанием Li₂O 6,42% масс., декрипитированный при t=1050 °C (полный переход α-сподумена в кислотовскрываемую β-модификацию достигается при t ≈ 1100 °C). Для сульфатизации β-сподумена (содержание кислотовскрываемого Li – 80 % масс.) водно-концентратную пульпу смешивали с 93 %-й H₂SO₄ за 3÷5 с. Сульфатизацию проводили при t=100÷120 °C (с поддержанием исходного объема свежей водой) и непрерывном перемешивании кислой пульпы в течение 1,5 ч; $\tau_{\text{выщел.}} = 2,0$ ч, (Т:Ж)_{выщел.} = const = 1:2 (по исходному концентрату), t_{выщел.} ≈ 95 °C; 2-кратная фильтр-репульпационная отмывка кека водой при продолжительности каждой отмывки 15 мин; сушка кека при t ≤ 120 °C до постоянного веса. 2. В опыте 1 представлены средние данные 4-х параллельных экспериментов.

Классическая схема переработки раствора сульфата лития со стадии выщелачивания β-сподумена предусматривает его упаривание [5, 6], характеризующееся большими энергозатратами и достаточно высокой стоимостью сложных в эксплуатации выпарных аппаратов. С целью получения богатых по содержанию лития сульфатных растворов на предприятии АО «УМЗ» в лабораторном масштабе проверена эффективность сернокислотного вскрытия β-сподумена (в условиях реакторного варианта его сульфатизации) с использованием оборота основного раствора по схеме, показанной на рис. 1. В серии из 5-ти последовательно поставленных опытов на операции выщелачивания использовали (начиная с опыта 2) основной раствор от предыдущего опыта. В опытах 1-5 анализировали содержание лития и избыточную кислотность в основных сульфатных растворах, а также содержание лития в отвальных кеках. Данные, полученные в ходе эксперимента, представлены в табл. 6. Опробованный метод (рис. 1, табл. 6) обеспечивает стабильное содержание лития в кеке на уровне $0,44 \pm 0,02$ % масс., что соответствует извлечению лития в раствор ~ 90% масс. Результаты исследований (табл. 6) показывают возможность концентрирования лития в сульфатных растворах предложенным методом с ~3 г/л до ~18 г/л, что создаёт предпосылки к исключению дорогостоящей операции их упаривания.

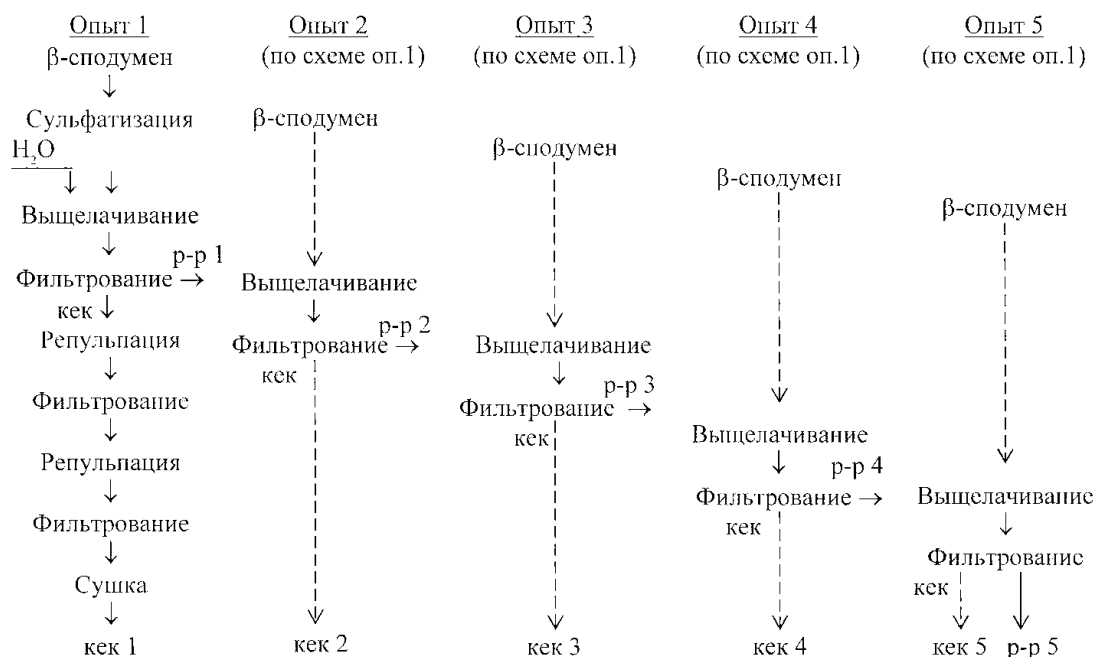


Рис. 1. Схема концентрирования лития в сульфатных растворах

Таблица 6. Результаты концентрирования лития в сульфатных растворах [4]

№ опыта	Содержание в основном сульфатном растворе, г/л		Содержание Li в кеке, % масс.
	Li	H ₂ SO ₄	
1	3,2	63,7	0,46
2	6,9	72,5	0,43
3	15,0	85,7	0,44
4	17,3	112,7	0,42
5	17,7	115,6	0,45

Список литературы

1. Ellested R.B., Leute K.M. Method of extracting lithium values from spodumene ores. U. S. Patent 2, 516, 109 July, 1950.
2. Downs K.W., Morgan W.D. A new method for the extraction of lithium from spodumene. Mines Branch, Ottawa, Research Report, No. MD 92, June 1951, not published.
3. Джинхейзиан Л.И. Развитие металлургии некоторых редких металлов в Канаде // Сб. докладов «Извлечение и очистка редких металлов». - М.: Атомиздат, 1960. - С. 89-115.
4. Матясова В.Е., Матясов Н.Г., Самойлов В.И. и др. Разработка технологии переработки сподуменового концентрата Белогорского ГОКа с получением карбоната лития: Отчёт о НИР (инв. № 770). - Усть-Каменогорск: ОАО «УМЗ», 1995.- 60 с.
5. Плюшев В.Е., Стёпин Б.Д. Химия и технология соединений лития, рубидия и цезия. - М.: Химия, 1970.- 408 с.
6. Остроушко Ю.И., Бучихин П.И., Алексеева В.В. и др. Литий, его химия и технология. - М.: Атомиздат, 1960. - 200 с.

Получено: 20.04.05

УДК 622:272.622:619

Ю.Н. Шапошник

Зырянковский центр ВКГТУ, г. Зыряновск

**ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕСУРСОБЕРЕГАЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ РУДЫ
НА МАЛЕЕВСКОМ РУДНИКЕ ЗЫРЯНОВСКОГО ГОК АО «КАЗЦИНК»**

АО «Казцинк» постоянно совершенствует технологию добычи руды на подземных рудниках Риддерского и Зырянковского горно-обогатительных комплексов с целью повышения эффективности горно-обогатительного производства.

Одним из путей повышения эффективности производства на современном этапе развития горнорудной промышленности является разработка ресурсосберегающей технологии для отработки ценных рудных залежей системами разработки с закладкой выработанного пространства.

На подземных рудниках АО «Казцинк» большое внимание стали уделять вопросам рационального недропользования, в частности утилизации пустой породы от проходческих работ в закладку без выдачи ее на поверхность. Однако в настоящее время объемы утилизированной породы от проходческих работ в закладку без выдачи ее на поверхность еще недостаточно большие (рис. 1).

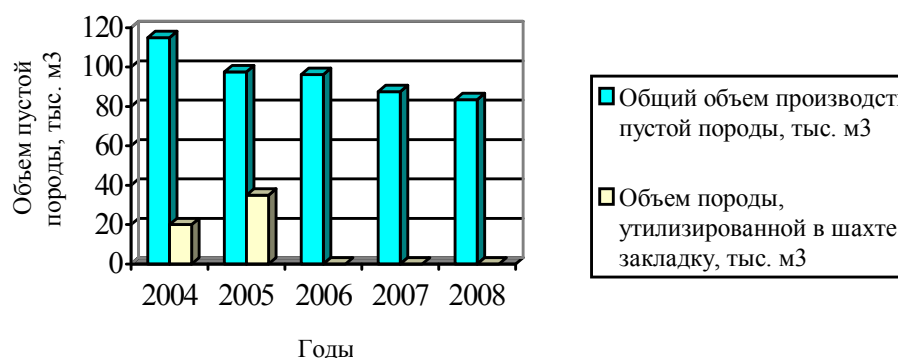


Рис. 1. Диаграмма производства пустой породы на Малеевском руднике Зырянковского ГОК АО «Казцинк»

Сотрудниками ВКГТУ им. Д. Серикбаева совместно со специалистами КазНТУ им. К.И. Сатпаева, ДГП «ВНИИцветмет» и Зырянковского ГОК АО «Казцинк» в период с 2004 по 2005 годы выполнялись научно-исследовательские работы по заказу АО «Казцинк» по темам: «Разработка схем утилизации породы от проходческих работ на Малеевском руднике» и «Опытно-промышленные работы по породной и бутобетонной закладке отработанной камеры в условиях Малеевского рудника ЗГОК АО «Казцинк».

Выбор оптимальных схем утилизации породы от проходческих работ производился с учетом динамики развития очистных работ при отработке рудных залежей и воздействия горных работ на окружающую среду, а также с учетом горно-технологических возможностей и уровня экономической эффективности ее утилизации.

Граничное условие рентабельности утилизации породы от проходческих работ без вы-

дачи ее на поверхность целесообразно определять из выражения

$$Z_2 + S_1 - \Delta S_2 \leq Z_1 + H - \mathcal{E}_1,$$

где Z_2 – затраты на утилизацию породы от проходческих работ в шахте в закладку без выдачи ее на поверхность; S_1 – затраты на дополнительные мероприятия по выполнению требований безопасности ведения горных работ при утилизации породы в закладку; ΔS_2 – разница затрат по материалам при замещении твердеющей или гидравлической закладки на породную закладку; Z_1 – затраты на выдачу породы от проходческих работ и складирование ее на поверхности; H – налог по охране окружающей среды за размещение пустой породы в породных отвалах на поверхности; \mathcal{E}_1 – экономический эффект от использования породы на поверхности на технологические нужды или другие цели.

При выполнении научно-исследовательских работ по совершенствованию схем утилизации породы от проходческих работ на Малеевском руднике разработан локальный проект на опытно-промышленные работы на закладку пустот камеры № 8 рудного тела № 6 Родниковой рудной зоны в этаже 14 гор.+37 м – 12 гор.+20 м. Согласно локальному проекту для закладки пустот камеры № 8 планируется использовать 15122 м³ породной закладки (4800 м³ на уровне 14 гор.+37 м – 13 гор.+12 м и 10 322 м³ на уровне 13 гор.+25 м – 12 гор.). Складирование породы в выработанном пространстве камеры № 8 (рис. 2) будет производиться самоходными погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) Cat R-1700 фирмы «Катерпиллар» (США).

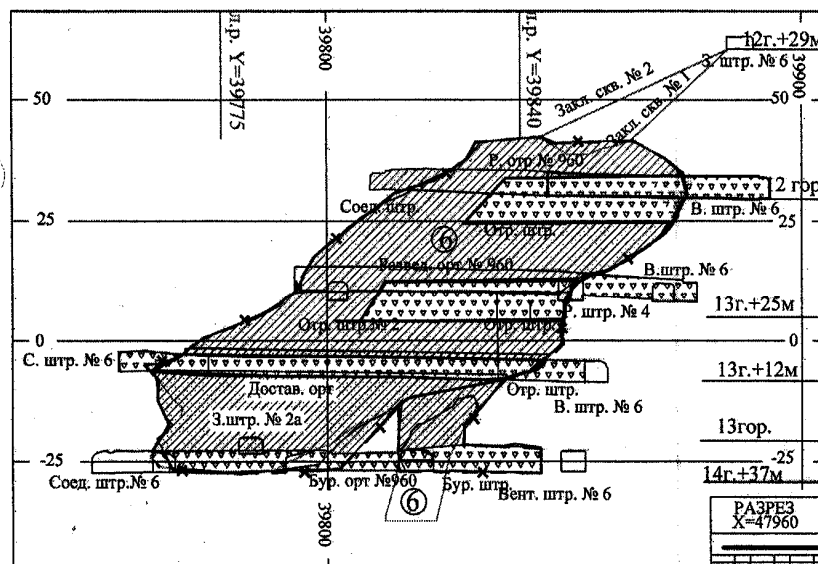


Рис. 2. Схема закладки пустот камеры № 8 рудного тела № 6 Родниковой рудной зоны в этаже 14 гор.+37 м – 12 гор.+20 м

Для сохранения устойчивости уступа доставочных выработок, из которых непосредственно осуществляют укладку породы в камеру самоходными ПДМ, в месте их сопряжения с закладываемой камерой предусматривается проектный контур уступа в этаже 13 гор.+21 м - 13 гор.+25 м формировать взрыванием скважинных зарядов, расположенных наклонно со стороны лежачего бока залежи (рис. 3).

Затраты на утилизацию породы в шахте без выдачи ее на поверхность складываются

из капитальных и эксплуатационных затрат на доставку породы самоходными ПДМ, которые напрямую зависят от расстояния доставки породы, т.е. от средней протяженности трассы горнопроходческих работ и объема утилизируемой породы.

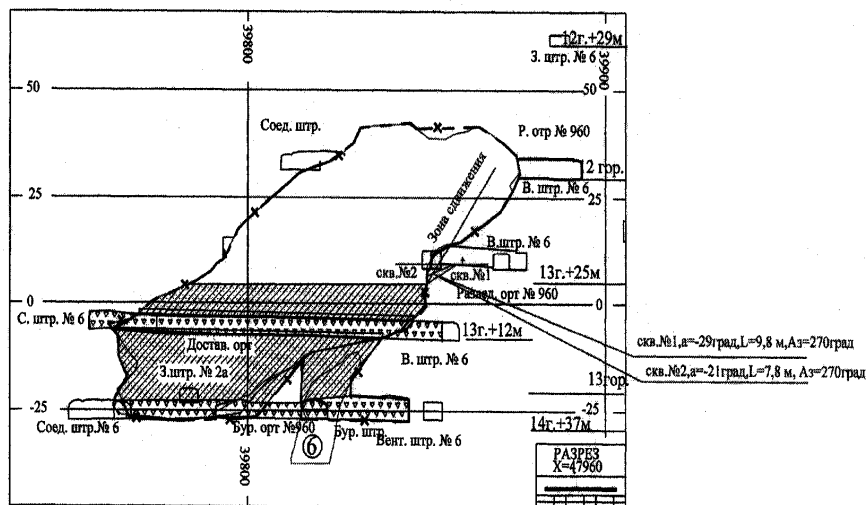


Рис. 3. Схема заоткоски уступа разведочного орта № 960 (восток) в месте его сопряжения с закладываемой камерой № 8 в этаже 13 гор.+21 м - 13 гор.+25 м

Эксплуатационные затраты на выдачу породы от проходческих работ на поверхность и складирование ее в породных отвалах складываются из следующих затрат:

- на доставку пустой породы от проходческих забоев до породоспусков;
- доставку породы по откаточному горизонту электровозным транспортом;
- выдачу породы по стволу шх. «Малеевская» или по стволу шх. «Вентиляционная»;
- доставку породы на поверхности на породный отвал;
- налог по охране окружающей среды.

Результаты расчетов эксплуатационных затрат на утилизацию породы в шахте или выдачу ее на поверхность, в зависимости от расстояния доставки, представлены на рис. 4.

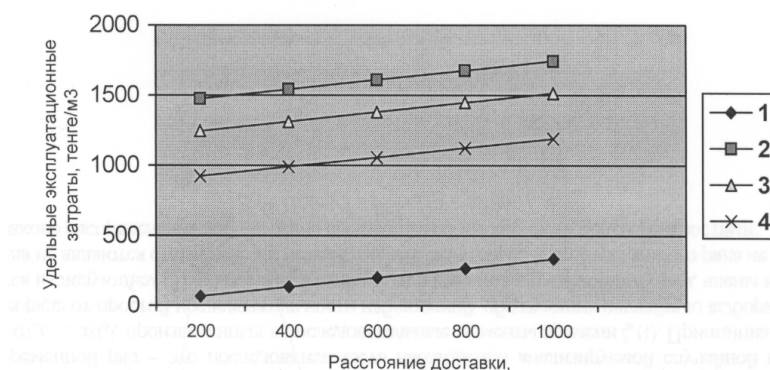


Рис. 4. Зависимость эксплуатационных затрат от расстояния доставки пустой породы самоходными ПДМ при объеме утилизируемой пустой породы 15122 м³: 1 – удельные эксплуатационные затраты на утилизацию породы в шахте; 2 – удельные суммарные затраты на утилизацию породы в шахте; 3 – удельные эксплуатационные затраты на выдачу породы по стволу шх. «Малеевская»; 4 –

удельные эксплуатационные затраты на выдачу породы по стволу шах. «Вентиляционная»

Экономический эффект от утилизации породы в шахте без выдачи ее на поверхность равен разнице эксплуатационных затрат на выдачу породы от проходческих работ на поверхность и сумме капитальных и эксплуатационных затрат на утилизацию породы в закладку без выдачи ее на поверхность при условии приобретения самоходной ПДМ специально для доставки и укладки породы в отработанные камеры. Кроме того, при расчете экономического эффекта необходимо учитывать снижение затрат от замены твердеющей или гидравлической закладки на породную, которая дешевле их приблизительно на 40 % [1].

С учетом снижения затрат от замещения твердеющей или гидравлической закладки на породную прибыль от утилизации пустой породы в закладку камеры № 8 в объеме 15122 м³ при средневзвешенной длине доставки около 340 м составит:

- при сравнении с вариантом выдачи породы на поверхность по стволу шах. «Малеевская» - 5443,8 тыс. тенге;

- при сравнении с вариантом выдачи породы на поверхность по стволу шах. «Вентиляционная» - 559,39 тыс. тенге.

Суммарные затраты на утилизацию породы в объеме 35 000 м³ (плановое задание Малеевскому руднику на 2005 год) в закладку без выдачи ее на поверхность при условии приобретения самоходных ПДМ специально для доставки породы в отработанные камеры приведены на рис. 5.

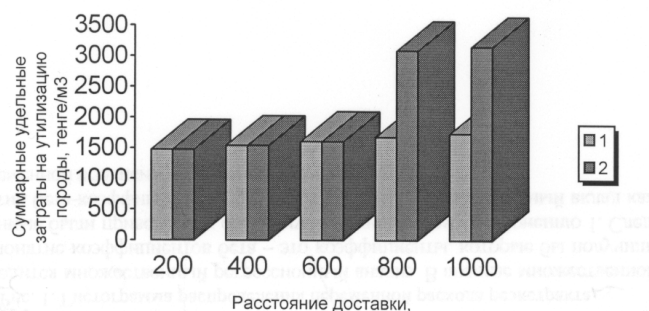


Рис. 5. Зависимость суммарных затрат на доставку породы самоходными ПДМ от расстояния доставки при запланированном объеме утилизации породы по руднику на 2005 год (2) и при объеме породы, утилизируемой в камеру № 8 (1)

Годовая прибыль (убытки) при утилизации породы в закладку в объеме 35 000 м³ при различных схемах ее утилизации показана на рис. 6.

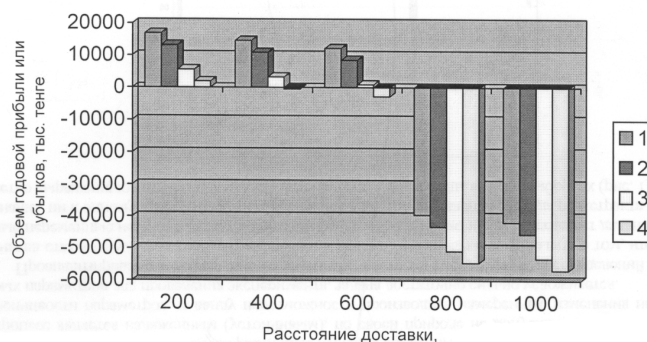


Рис. 6. Годовая прибыль (убытки) при объеме утилизации породы в закладку 35000 м³ при раз-

личных схемах ее утилизации: 1 - при выдаче породы по стволу шх. «Малеевская» и замене твердеющей закладки на породную; 2 - при выдаче породы по стволу шх. «Малеевская» и замене гидравлической закладки на породную; 3 - при выдаче породы по стволу шх. «Вентиляционная» и замене твердеющей закладки на породную; 4 - при выдаче породы по стволу шх. «Вентиляционная» и замене гидравлической закладки на породную

Анализ данных, представленных на рис. 6, позволяет выявить максимальное значение экономически выгодного расстояния доставки породы из проходческих забоев до закладываемой камеры. В зависимости от схемы выдачи породы на поверхность и используемых закладочных смесей для условий Малеевского рудника при объеме утилизации породы на 2005 год, равном 35 000 м³, максимальное значение экономически выгодного расстояния доставки составляет 400 – 600 м [2].

Рассмотрим четыре возможных варианта утилизации породы в закладку на Малеевском руднике на период с 2005 по 2008 год:

- 1) утилизация всего объема производимой на руднике породы от проходческих работ;
- 2) утилизация в закладку объемов породы, сопоставимых с объемами, размещаемыми камеру № 8 Родниковой рудной зоны Малеевского месторождения (15122 м³);
- 3) утилизация в закладку объемов породы, сопоставимых с объемами, утилизируемыми в пустоты камер на Малеевском руднике в 2005 году (35 000 м³);
- 4) выдача и складирование на поверхности всего объема производимой породы на Малеевском руднике.

Определение экономической эффективности утилизации породы от проходческих работ сводилось к расчету следующих показателей [3]:

- чистой дисконтированной стоимости (Net Present Value - NPV);
- периода окупаемости (Payback Period - PP);
- внутрифирменной нормы прибыли (Internal Rate of Return - IRR).

Расчет эксплуатационных затрат на доставку породы самоходными ПДМ проводился с учетом разницы затрат при замещении твердеющей или гидравлической закладки на породную. Результаты выполненных расчетов приведены на рис. 7.

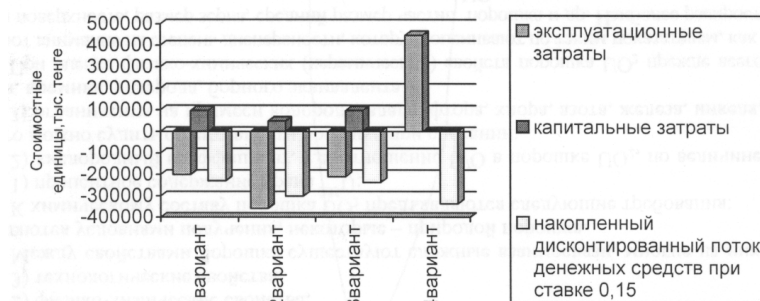


Рис. 7. Сводные технико-экономические показатели утилизации породы

Таким образом, данные, представленные на рис. 7, показывают значительный экономический эффект от внедрения технологии закладочных работ с утилизацией породы от проходческих работ на Малеевском руднике Зыряновского ГОК АО «Казцинк».

Список литературы

1. Березиков Е.П., Шахов А.П., Шапошник Ю.Н. Утилизация породы от проходческих работ на Малеевском руднике Зыряновского ГОКа АО «Казцинк» // Горный журнал Казахстана.

- 2004. - № 1. - С. 9 - 12.
2. Схемы утилизации породы от проходческих работ самоходными машинами на Малеевском руднике / Березиков Е.П., Выходцев В.Л., Шахов А.П. и др. // Горный журнал Казахстана. - 2005. - № 3. - С. 8 - 10.
3. Дергачев А.Л., Швец С.М. Оценка эффективности инвестиций в добычу полезных ископаемых. - М: ООО «Геоинформмарк», 2004. - 232 с.

Получено: 7.04.05