



УДК 622.271:622.831

В.Х. Кумыков, Т.Т. Ипалаков, Т.М. Кумыкова
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск**РАЦИОНАЛЬНЫЙ ПРОФИЛЬ БОРТА КАРЬЕРА ДЛЯ ДОБЫЧИ МНОГОСОРТНЫХ РУД**

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 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 внутрикарьерного 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

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

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 тому немало примеров, когда из-за осложнений, вызванных потерей устойчивости массива борта карьера, нарушается ритмичность циклов производства, нередко с тяжелыми экономическими 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 увеличению 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 сдвигение 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.тг.;

$C_{jk}^V, C_{jk}^{TP}, C_{jk}^{OO}$ - соответственно стоимости выемки, транспортирования 1 м³ вскрышных пород, вынимаемых из k -го забоя j -го горизонта, и укладки их в отвал, тг.;

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 многосортных руд. Влияние формы профиля на устойчивость борта учитываем согласно методике, изложенной в работе [3].

Высота плоско-выпуклого профиля с двумя изломами поделена на три равные части. Углы наклона уступа приняты равными: в подошве - $45^\circ + \rho/2$, 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. $\alpha = \alpha_1 = 45^\circ$ (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 участка откоса с углом α при основании;

m - ширина призмы возможного обрушения:

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

n - количество участков откоса с постоянным профилем.

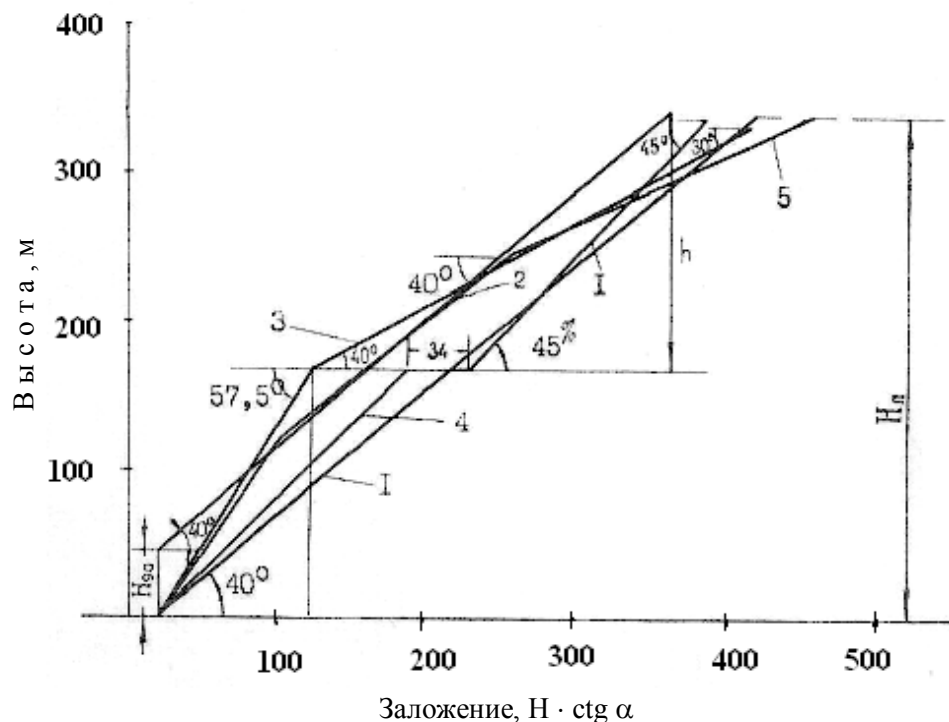


Рисунок 1 – Схема к оптимизации профиля откоса борта при глубине карьера 360 м

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

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

где H_n - предельная высота откоса в однородной среде изломанного профиля, м;

H_{90} - глубина трещины отрыва по вертикали, м;

$\text{ctg} \alpha_3$ - котангенс эквивалентного угла наклона ступенчатого профиля, приведенного к плоской форме откоса, град.;

λ_c - коэффициент, учитывающий форму откоса:

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

$$\text{ctg} \alpha_3 = \text{ctg} \alpha + (1 - n^2) \cdot (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \alpha_1), \quad (10)$$

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

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

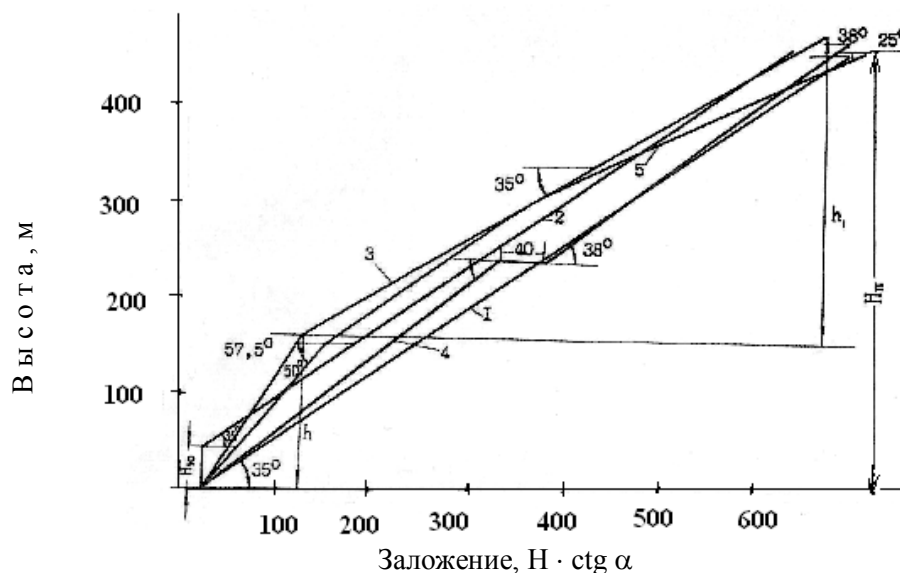


Рисунок 2 – Схема к оптимизации профиля пород при глубине карьера 480 м

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 $k_y = 1,3$.

Анализ показывает, что более рациональной формой (минимум n_{cp} , минимум 3_t^{BP} , минимум V_{jk}^{TP} , минимум V_{jk}^B) является плоско-выпуклый 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, плоско-выпуклый профиль откоса борта рабочей зоны карьера, обеспечивая 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. Определение границ карьеров с учетом устойчивости бортов // Передовая технология горных работ в цветной металлургии / В.Х. Кумыков, О.Т. Токмурзин. – Усть-Каменогорск, 1986. – С. 96–102.
2. Токмурзин О.Т. Напряженное состояние откосов и устойчивость бортов карьера / О.Т. Токмурзин, Т.Т. Ипалаков. – Алма-Ата: КАЗНИИНТИ, 1991. – 81 с.
3. Кумыков В.Х. Выбор метода и критерия оптимизации направления развития горных работ в карьерах. – Кн.: Разработка полиметаллических месторождений в сложных горно-геологических условиях / В.Х. Кумыков, А.Ш. Иржанов. – Усть-Каменогорск, 1983. – С. 68–73.

Получено 12.05.2008

УДК 553.065+553.43 (574.4)

Т.М. Никитина

Алтайский геолого-экологический институт, г. Усть-Каменогорск

Б.Б. Рахимбаева

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

ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ И ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВ МЕДНО-ПОРФИРОВОГО ОБЪЕКТА КЕНСАЙ (ВОСТОЧНЫЙ КАЗАХСТАН)

Проявление Кенсай расположено в Восточно-Казахстанской области, в пределах листа L-45-VIII масштаба 1:200000, в 30 км от посёлка Пржевальское. По металлогеническому районированию размещается в Саурском рудном районе Жарма-Саурского рудного пояса [1].

Объект был открыт в 1940 году Г.Д. Афанасьевым. В 1959 г. сотрудниками ВСЕГЕИ на данной территории была проведена геологическая съёмка масштаба 1:200000 (Г.П. Клейман и др.). Позднее, в 1963 г., подготовлены материалы по составлению прогнозной карты масштаба 1:200000 этого же участка. По результатам тематических работ (Н.Я. Шевченко, 1976–1977 гг.), проводимых с целью оценки медного оруденения и определения направления поисков меди в юго-восточной части Зайсанской складчатой области, участку Кенсай была дана положительная оценка. В этот же период на участке проводятся детальные поисковые работы с применением горных и буровых работ и выполнением комплексных скважинных геофизических исследований: МСК, МЭП, КС, ГК, ГГК, ВП, ЕП и метод заряженного тела (Г.В. Назаров и др.). Результатом этих работ явился авторский подсчёт запасов меди в количестве 600 тыс. т при содержании условной меди 0,18 %. Был сделан вывод о наличии скрытых рудных зон под отложениями кенсайской свиты (Кенсайская мульда), при оценке которых запасы меди могут возрасти. Начиная с 2005 года, по площади проводятся поисково-ревизионные работы ТОО «ГРК Топаз» с целью уточнения перспектив на медно-молибденовое и золотое оруденения. В этих работах приняли участие сотрудники Алтайского отдела Института геологических наук им. К.И. Сатпаева и Восточно-Казахстанского государственного технического уни-

верситета им. Д. Серикбаева. Основные результаты исследований приводятся ниже.

Проявление Кенсай относится к медно-порфировому рудоформационному типу, для которого характерны большие запасы металлов при относительно невысоком их содержании (месторождения Конырат, Актогай, Кызыл-Каин и др.). Такие объекты, как Кызыл-Каин, Кенсай и другие, в настоящее время являются резервными и при разработке новых технологий по обогащению полезных ископаемых (кучное выщелачивание) могут рентабельно обрабатываться при комплексном извлечении ценных компонентов.

В геологическом строении участка Кенсай принимают участие образования нижнего и среднего карбона (рис. 1).

Отложения турнейского яруса *кояндинской свиты* (C_1t) состоят из нескольких пачек. Вулканогенная пачка представлена лавами и туфами андезитовых порфиритов с мало-мощными горизонтами туфопесчаников, песчаников и алевролитов. Выше по разрезу залегает вулканогенно-осадочная пачка, сложенная туфопесчаниками, песчаниками с подчинённым количеством туфов андезитовых порфиритов. Для верхней пачки характерны литокристаллокластические туфы андезитовых порфиритов, в меньшей степени туфопесчаники, туфогравелиты и мелкообломочные туфоконгломераты.

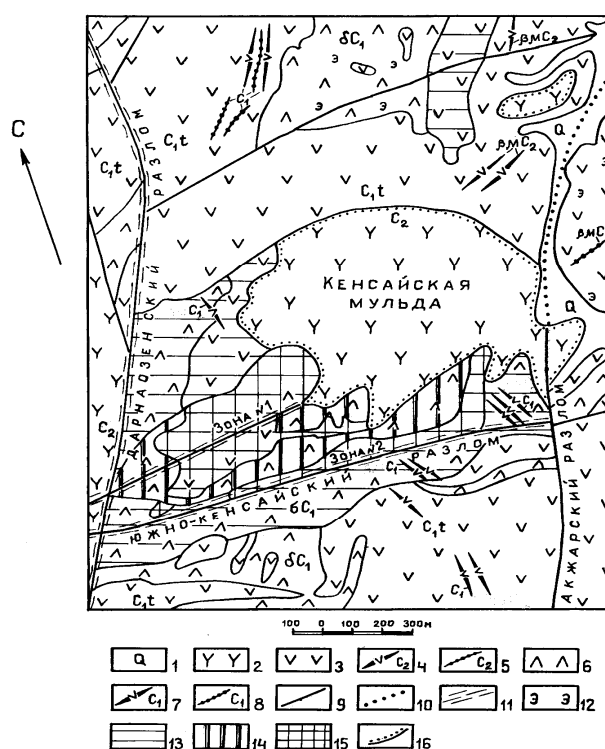


Рисунок 1 - Геологическое строение проявления Кенсай: 1 - четвертичные отложения; 2 - лавы и туфы андезитовых, андезито-базальтовых порфиритов, конгломераты, песчаники, гравелиты кенсайской свиты C_2 ; 3 - лавы и туфы андезитовых, андезито-базальтовых порфиритов, дацитовые порфиры, конгломераты, туфоконгломераты, вулканомиктовые песчаники кояндинской свиты C_1t ; 4 - дайки диабазовых и базальтовых порфиритов; 5 - плагиоклазовых и кварц-плагиоклазовых дацитовых порфиров кенсайского комплекса, C_2 ; 6 - плагиоклазовые, амфибол-плагиоклазовые, участками кварцсодержащие диориты, диоритовые порфириты; 7 - дайки диабазов и диабазовых

порфириров; 8 - дацитовых порфиров саурского комплекса C_1 ; разрывные нарушения; 9 – установленные; 10 - под чехлом рыхлых отложений; 11 - зоны рассланцевания; метасоматические образования; 12 – эпидотизация; 13 - пиритизация; 14 - медная минерализация; 15 - рудные зоны; 16 - граница несогласного залегания пород

Породы среднего карбона выделены в *кенсайскую* свиту (C_2 kns). Вулканыты этой свиты слагают две мульды-Дарнаозенскую и Кенсайскую. В составе свиты выделяются две пачки. В нижней вулканогенно-осадочной пачке преобладают лавы и лавобрекчии дацитов, менее развиты конгломераты, гравелиты, песчаники и алевролиты. Вторая вулканогенная пачка состоит из лав и туфов андезитовых и андезито-базальтовых порфириров с единичными горизонтами лав базальтового состава, туфоконгломератов, туффигов, алевролитов и песчаников.

Интрузивные образования на объекте представлены двумя комплексами: саурским (C_1) и кенсайским (C_2). *Саурский* комплекс сложен среднезернистыми амфибол-биотитовыми кварцевыми диоритами и гранодиоритами. К жильным образованиям относятся дайки диабазовых и базальтовых порфириров и дацитовых порфиров. Процессы метасоматических изменений выразились в привносе кварца и калишпата. Зоны изменений шириной 200-300 м прослежены на глубину до 370-380 м (установлено по скважинам). Интенсивные изменения вмещающих пород в районе проявления Кенсай возможно связаны с воздействием скрытой гранитоидной интрузии, которая, по представлению Г.В. Назарова, может находиться на глубине 600-700 м.

Образования *кенсайского* комплекса отмечаются дайками диабазов и плагиоклазовых и кварц-плагиоклазовых дацитовых порфиров.

Складчатые структуры осложнены разрывными нарушениями, среди которых чётко выделяются разломы северо-восточного простирания (Дарнаозенский, Акжарский), представляющие фрагменты дугообразных структур, выделенных по результатам дешифрирования космofотопланов. Эти нарушения контролируют положение вулканического аппарата Кенсай с одноимённым рудным объектом. Данный вулкан по типу проявления отнесён к побочным. Важное значение в рудолокализации медно-порфирового оруденения играет Южно-Кенсайский разлом широтного направления. На поверхности нарушения отмечаются зонами дробления и рассланцевания шириной 60-80 м.

Медно-порфировое оруденение проявлено преимущественно в массиве диоритовых порфириров, прорывающих вулканогенно-осадочные отложения. В пространственной связи с рудоносным массивом находятся грубообломочные пирокластические фации вулкаников. Проявление Кенсай приурочено к шарнирной части синклинальной структуры и сформировалось в узлах пересечения субширотных и северо-восточных разрывов. Гидротермально-метасоматические изменения проявились на площади 2,65 км², охватывая не только диоритовые порфириты, но и вмещающие вулканогенные породы. В плане контур изменённых пород представляет собой выпуклую линзу, ориентированную в широтном направлении и повторяющую морфологию штока диоритовых порфириров. Основными контролирующими факторами размещения гидротермалитов являются разрывные нарушения и зоны их сочленения. Западная часть площади гидротермально изменённых пород срезается Дарнаозенским разломом. Рудоносная линза фрагментарно перекрывается отложениями кенсайской свиты. В её строении горизонтальная зональность имеет вид (от периферии к центру): 1 - зоны эпидотизации; 2 - окварцевания, пиритизации и 3 - медно-го оруденения.

Переход от зоны эпидотизации к зоне пиритизации - постепенный. Последняя чётко фиксируется методом ВП-СГ, имеет ширину 100-400 м и содержание пирита от 3 до 15 %. По Г.В. Назарову, зона пиритизации по Дарнаозенскому разлому в западной части сброшена и возможно перекрыта отложениями кенсайской свиты. Здесь методом ВП фиксируется замыкание этой зоны на расстоянии 250-300 м от линии разлома.

Зона медного оруденения развита в центре метасоматического концентра и полностью локализована в пределах диоритовых порфиритов. Падение зоны крутое (75-80 °) в сторону обрамляющего пиритового кольца. Переход между ними постепенный и улавливается по появлению примазок малахита и азурита. Выделяются три рудоносные зоны с повышенным содержанием меди. В рудоносной зоне I преобладает штокверковый тип оруденения, в котором развиты кварц-карбонатные прожилки мощностью в первые сантиметры. В верхних частях этой зоны отмечается гипергенная минерализация, мощность зоны окисления достигает 50-70 м. Содержание меди 0,01-0,2 %, редко 0,324-0,6 %; молибдена 0,008-0,01 %. Рудоносная зона II, расположенная южнее I, характеризуется содержанием меди 0,02-0,3 %, молибдена - 0,0008 %. Рудоносная зона III представлена спорадическими гипергенными минералами меди, редкой рассеянной вкрапленностью пирита. Максимум изменений и минерализации фиксируется в зонах дробления Южно-Кенсайского разлома, имеющего падение в северном направлении под углом 35 °. С глубины 78,6 м и до 373,4 м отмечается усиление гидротермальных изменений в виде окварцевания и пиритизации, появляются халькопирит и молибденит. Содержание меди 0,02-0,3 %, в отдельных интервалах (270,6-279,0 м) 0,3-0,4 %.

Проявление Кенсай на эрозионном срезе фиксируется первичными ореолами рассеяния элементов, среди которых нами выделены три парагенетические ассоциации, отражающие временную последовательность формирования рудного объекта: 1-предрудная, 2-рудная и 3-пострудная.

Предрудная ассоциация включает ореолы Ni, Co, Cr, V, Mn, образование которых связано с проявлением процессов пропилитизации в породах среднего состава – диоритовых и андезитовых порфиритах. При этом происходило метасоматическое замещение пироксенов и роговой обманки эпидотом, хлоритом, серицитом с одновременной альбитизацией полевых шпатов и с вытеснением никеля, кобальта, хрома, марганца и ванадия. Данная ассоциация представляет собой предрудный этап развития метасоматических процессов. Ореолы вышеназванных элементов вытянуты в северо-западном направлении и имеют длину 300 и ширину до 100 м, лишь ореол кобальта обладает изометричной формой и размером 100×100 метров.

Рудная ассоциация совпадает с главным этапом формирования объекта и представлена ореолами меди, цинка, молибдена, золота и серебра. Ореол меди интенсивностью $10 \cdot 10^{-3}$ %, отвечающий нижеаномальному её значению, и ореол золота – 0,01 г/т полностью оконтуривают рудные зоны. Во внутренней части этих ореолов выделены изоконцентраты меди 30, 100 и $250 \cdot 10^{-3}$ %, золота – 0,2 г/т, молибдена 0,1 и $1 \cdot 10^{-3}$ % и серебра 0,3 и 1 г/т. Выявлена закономерность в их распределении: максимумы рудоконцентрации отвечают узлу сочленения Дарнаозенского и Южно-Кенсайского разрывов (рис. 2).

Пострудная ассоциация отражает завершение становления объекта и представлена ореолами бария.

На основании построения первичных ореолов выделена поэлементная горизонтальная зональность, имеющая следующий вид: внутренняя зона Cu, Mo, Au, Ag →промежуточ-

ная Cu (Zn)→внешняя Cu. Такая зональность достаточно хорошо согласуется с зональностью медно-порфировых месторождений [2-4].

Исходя из вышеизложенного, нами произведена оценка прогнозных ресурсов данного объекта. При содержании Cu - 0,2 %, Mo - 0,005 %, Au - 0,2 г/т и Ag - 1 г/т прогнозные ресурсы категории P₂ могут составить: Cu - 900 и Mo - до 10 тыс.т, Au - до 3,5 и Ag - 36 т.

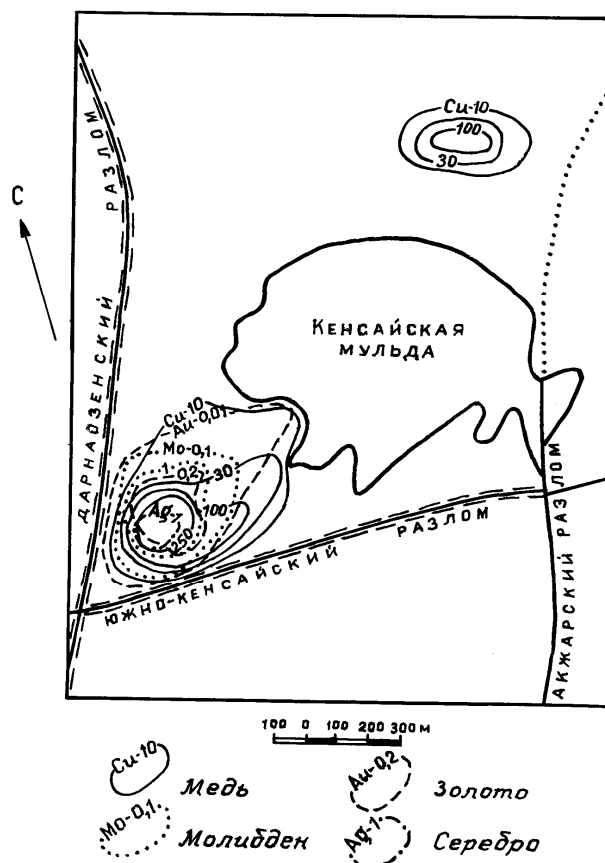


Рисунок 2 - Первичные ореолы рассеяния элементов ($n \cdot 10^{-3}\%$), Au, Ag-г/т.
Проявление Кенсай

Таким образом, проявление Кенсай медно-порфирового типа обладает большими запасами меди, молибдена, золота и серебра при невысоком их содержании. Подобные объекты пока отнесены к резервным и в дальнейшем могут рентабельно отрабатываться методом кучного выщелачивания с комплексным извлечением всех металлов.

Список литературы

1. Большой Алтай (геология и металлогения). В 3 кн. Кн. 1: Геологическое строение / Г.Н. Щерба, В.А. Дьячков, Н.И. Стучевский и др. - Алматы: Фылым, 1998. - 304 с.
2. Медно-порфировые месторождения /под ред. А.А. Абдулина, С.Е. Чакабаева - Алма-Ата, 1986. - 199 с.
3. Павлова И.Г. Медно-порфировые месторождения. - Л.: Недра, 1978. - 275 с.
4. Попов В.С. Геология и генезис медно- и молибден-порфировых месторождений. - М.: Наука, 1977. - 204 с.

Получено 14.04.2008

УДК 553. 411. (574)

Г.Т. Нұршайықова

Д. Серікбаев атындағы ШҚМТУ, Өскемен қаласы

**КЕН МЕН ЖАНАС ЖЫНЫСТАРДЫ ҚОПАРЫП ҚАЗУ ЖҮЙЕСІНДЕ КЕНДІ ТҮСІРУДІҢ
ТОҚТАТЫЛУ СӘТІН АНЫҚТАУ**

Пайдалы қазылымдарды қазу кезіндегі кеннің жоғалымы мен құнсыздануын есептеу бұрынғы Түсті металлургия министрлігінің бекіткен әдістерімен орындалатын. Олар: тікелей өлшеу және жанама есептеу әдістері.

Тікелей өлшеу әдісі тазалап қазып алу кеңістігіне кіруге мүмкіндік болып, онда алынбай қалған пайдалы қазылымдар (тыңтірек немесе қопарылған күйінде) мен кенді жұтаңдандыратын бос жыныстарды (немесе басқа материалдарды) тікелей өлшеуге болатын жағдайда қолданылады. Кенді қазып алу кезінде тікелей жоғалымды анықтауға мүмкіндік туады.

Жанама есептеу әдісі кені алынған кеңістікке кіруге мүмкіндік болмайтын жағдайда кен массивін қопарып алу барысында онымен жанама біткен үстіңгі және астыңғы жатқан тау жыныстарының да бірге құлауына мүмкіндік тудыратын қазу жүйелерін (қопарып құлатып қазу, этажды-камералық және т.б.) қолданғанда пайдаланылады. Сондықтан да бұл есептеу әдісінің дәлдігі тікелей әдіспен салыстырғанда төмен болады.

Пайдалы қазылым жоғалымы мен кеннің құнсыздануы қазу мен ұқсату технологияларына байланысты. Жер қойнауындағы қорды оңтайлы пайдалану үшін кен орнының ерекшеліктеріне қарай ең тиімді қазу жүйесін қолданған жөн. Қабылданған қазу жүйесіне тән кен жоғалымы мен оның құнсыздануының деңгейі осы кеніш бойынша қалыпты жоғалым мен құнсыздану деңгейі болып табылады.

Жоғалым мен құнсыздануды қалыптау дегеніміз – кен орнының нақты бөлігінің тау-кен геологиялық жағдайында кенді қазу барысында қолданылатын қазу жүйелерінің ерекшеліктеріне сәйкес ілгерідегі ұқсату технологияларының нәтижесін ескере келе, экономикалық тұрғыдан дәлелденген жоғалым мен құнсызданудың төменгі шарасыз деңгейі.

Кейінгі кездерге дейін пайдалы қазылымның қалыпты және жоспарлы жоғалымы мен құнсыздану деңгейі әртүрлі әдістермен анықталып келді. Олар: статистикалық әдіс – бірқатар жылдар бойы жоғалым мен құнсыздану туралы жиналған маркшейдерлік-геологиялық мәліметтерді статистикалық талдауға негізделген; конструкциялық әдіс – блоктар мен оның жекелеген элементтерінің геометриялық өлшемдеріне негізделген; есептеу әдісі – кен түсіру тесігінің өлшемдеріне және жоғалым мен кеннің құнсыздануының өзгеру заңдылығына негізделген.

Статистикалық әдіс барлық қазу жүйелерінің қалыпты және жобалық жоғалым мен кеннің құнсыздану деңгейін анықтау үшін әлі күнге дейін көпшілік кеніштерде қолданылады. Нәтижесінде кен орнын қазу барысында жіберілген кейбір техникалық ережелердің бұзылуынан болған жоғалым мен кеннің құнсыздану деңгейінің шындықтан ауытқу нәтижесі қалыпты деңгей ретінде заңды болып күшіне енеді. Әрине, бұл үлкен кемшілік. Сондықтан да бұл әдісті барлық қазу жүйелеріне емес, кейбір жүйелерге ғана қолдану орынды.

Конструкциялық әдісте кен денесінің пішініне байланысты қопарылған кенді блоктан алу кезінде болатын кейбір өзгерістер есепке алынбайды. Ал есептеу әдісінің нәтижесі дәлдік жағынан тым жоғары емес екенін айтқан жөн.

Қазу барысында пайдалы қазылым жоғалымы мен кеннің құнсыздану деңгейін анықтау үшін жоғарыда көрсетілген үш негізгі әдістемелерден басқа кейде аралас әдістер қолданылады. Ол негізгі әдістердің біреуін қолданып, бірақ ол жоғалым мен құнсызданудың қажетті деңгейін анықтауға жеткіліксіз болған жағдайда аталмыш әдістердің екеуін немесе үшеуін бірдей үйлестіріп пайдалануға негізделген.

Кен орындарын қазып алу және қазып алынған кендерді ұқсату барысында оның жоғалымын болдырмау мүмкін емес екені белгілі. Бірақ осы жоғалымның мәні кәсіпорын үшін белгілі бір шекте болуы керек. Еңбек қауіпсіздігі, халықшаруашылығының мұқтажына сай пайдалы қазылымдардың барланған қорының жеткілікті екендігі есепке алына отырып, жоғалымның тиімді мәнінің анықталғаны жөн. Солай бола тұрса да, соңғы кезге дейін жоғалымның мәні экономикамен байланыстырылмай, дәлелсіз, тек оның сандық көлемімен беріліп келді. Мұның өзі жоғалымның экономикалық тұрғыдан қарағанда халықшаруашылығына қаншалықты зиян шектіретінін, қолданылатын қазу жүйесінің тау-кен геологиялық жағдайына лайықты етіп таңдалғанын, пайдалы қазылымдардың жер қойнауынан толығырақ алынуының қол жеткен дәрежесін бағалауға мүмкіндік бермейді. Сонымен қатар жоғалымның жалаң сандық шамасы пайдалы қазылымдардың жоғалымдағы бөлігінің құны мен оны түгелімен қазып алуға немесе оның шамасын азайтып, қосымша кен шығаруға жұмсалған қаржы арасындағы байланысты толық аша алмайды.

Осының бәрі, түптеп келгенде, кен қазып алу барысында онымен тікелей шұғылданатын өнеркәсіп пен бақылау ұйымдары мамандарының жоғалымға деген дұрыс көзқарасының қалыптасуына кері әсерін тигізді. Тіпті кейбір өнеркәсіп мамандары «барланған пайдалы қазылымдар табиғаттың бізге берген сыйы және жер қойнауы пайдалы қазылымдарға өте бай» деген теріс пікірді ұстанушылар кездесе бастады. Ал, екінші жағынан, бақылау ұйымдарының кейбір қызметкерлері бұл мәселенің экономикалық маңызына жете мән бермей, жоғалым деңгейінің жоғары көтерілуіне үзілді-кесілді қарсы шығып, еш дәлелсіз, жоғалым деңгейін төмендету мақсатында жоғалымы аз, қымбатқа түсетін қазу жүйелерін қолдануды талап етушілік белең алды. Мұның негізгі себебі – кен жоғалымының құны мен оның деңгейін төмендетуге бағытталған жұмыстар шығынын есепке алуға мүмкіндік беретін әдістеменің жоқтығы.

Осыны терең сезінген өнеркәсіп мамандары мен кеңестік ғалымдар бұл мәселені шешуге шұғыл кірісті. Олар бірқатар құнды ғылыми еңбектер жазып, тау-кен ісінің осы мәселелеріне сала мамандарының назарын аударды.

Техникалық прогрестің дамуына және пайдалы қазылымдарды өндіруде мол тәжірибенің жиналуына байланысты тау-кен геологиялық жағдайларында жер

койнауынан пайдалы қазылымдарды тиімді алудың нұсқалары да көбейді. Мұндайда қазу жүйесінің әрбір нұсқасына жоғалым мен құнсызданудың белгілі деңгейі сәйкес келеді. Осыған байланысты оларды салыстырып, ең тиімдісін таңдап алу қажеттігі туындайды. Өйткені, бір жағынан, жоғалым мен құнсызданудың дұрыс арақатынасы және екінші жағынан, қазу мен ұқсатуға жұмсалатын қаржы кенорнын қазу жүйелерінің нұсқаларын дұрыс таңдау арқылы анықталады. Сондықтан таңдаудың ғылыми негізделген әдістемесін жасау маңызды рөл атқарады.

Бұл проблема көптеген жұмыстарға арқау болды. Оны шешу жолында ондаған жылдар бойы бағалы тәжірибелер жинақталды. Өндіру технологиясының тиімді нұсқасына экономикалық тұрғыдан баға беру және оны таңдап алудың біршама ғылыми негізделген әдістемесін академик М.И. Агошков әзірледі. Оның мәні есепке алынған қордың айналымнан шығарылатын 1 тоннасына шаққандағы ең жоғары пайда бойынша әртүрлі жоғалым деңгейлерін ескере келе тиімді нұсқаны анықтау болып табылады. Бұл әдістеме негізіне екі шаманың мөлшерлестігі алынған. Біріншіден, еңбек пен материалдық шығындардың құн түрінде көрінуі, бұл шығындар пайдалы қазбалар жоғалымының табиғи сапасы мен жоғалған күйіндегі көлемін өндіру үшін қажет, екіншіден, пайдалы қазылымды қазу, тасымалдау және ұқсату процесіндегі еңбек пен қаржыны жоғалымнан шеккен зиянның орнын толтырудың үнемдеу түрінде жүзеге асуы. Салыстырылатын өндіру технологиясы нұсқаларының бірінде басқа нұсқамен салыстырғанда жоғалымның жоғары деңгейде болуы, әдетте, 1 т пайдалы қазылымды өндірудің өзіндік құнын төмендету есебінен белгілі бір экономикалық өтем жасаумен қатар жүреді. Сонымен пайдалы қазылым жоғалымының экономикалық зардабын $\mathcal{E}_n$ (тг) жалпы түрде формуламен көрсетуге болады:

$$\mathcal{E}_n = B(K_{nI} - K_{nII})C_{III} - BK_{nII}e_{II}, \quad (1)$$

мұнда B – кенорнының қаралып отырған бөлігінің есептегі қоры, т; K_{nI} – пайдалы қазылымның жер қойнауынан I нұсқамен алыным коэффициенті, бірлік үлесі; K_{nII} – сол сияқты II нұсқамен алыным коэффициенті, бірлік үлесі; C_{III} – есептегі қордан жоғалған 1 т қазылымның құны, теңге; e_{II} – өтем, яғни I нұсқамен салыстырғанда II нұсқамен алынған есептегі қордың 1 т қазу, тасымалдау және ұқсатудың өзіндік толық құнының айырмасы, теңге.

Бұл формуладағы $B(K_{nI} - K_{nII})C_{III}$ – II нұсқадағы есептегі қордың қосымша жоғалымының құндылығы, ал екінші қосылғыш $BK_{nII}e_{II}$ – II нұсқа кезіндегі қосымша жоғалымды өтеу көлемі.

Егер пайдалы қазылымның қосымша жоғалымының құны $B(K_{nI} - K_{nII})C_{III}$ алынатын өтемнен $BK_{nII}e_{II}$ артық болса, онда олардың айырмасы (+) таңбасымен белгіленіп, экономикалық зиянды көрсетеді.

$B(K_{nI} - K_{nII})C_{III} < BK_{nII}e_{II}$ айырмасы минус (-) таңбасымен белгіленсе, онда ол зиянды емес, жіберілген жоғалымнан келген тиімділікті көрсетеді.

Көріп отырғанымыздай, пайдалы қазылымдар жоғалымының экономикалық салдарын бағалау әдістемесі әдістемелік тұрғыдан қисындылығымен, жүйелілігімен ерекшеленеді және осы әдіс бойынша таңдап алынған нұсқаның технологиялық мүмкіндігін нақты тау–кен геологиялық жағдайларда толығырақ пайдалануды

қамтамасыз етеді. Таңдап алынған нұсқамен пайдалы қазылымдардың жер қойнауынан тиісті алынымының толықтығы мен сапа деңгейі қалыптылық деңгей ретінде қабылданады.

Пайдалы қазылымдардың жер қойнауындағы жоғалымынан келетін экономикалық зардабына баға беру әдістемесі жасалынды.

Егер кен орнына ең төменгі сапашарт мәнін белгілеу кезінде есепке алынған қорлардағы қабылданған пайдалы компоненттердің мөлшері және басқа да бастапқы мәліметтер оның қазылатын учаскелеріндегі мәліметтермен бірдей болған жағдайда ғана пайдалы қазылымдар жоғалымының экономикалық салдарына баға берудің әдістемесі ойдағыдай жұмыс істейді.

Полиметалл кенорындарының көпшілігіне қазудың тереңдеуімен байланысты табиғи жағдайлардың нашарлауы тән болады. Мұндағы айтайын дегенім, кендегі пайдалы компоненттер мөлшері төмендейді, кен денелерінің қалыңдығы мен олардың жатыс элементтері өзгермелі келеді. Полиметалл кен орындарының бір деңгейде орналасқан жекелеген учаскелерінің, тіпті, олардың бір-бірінен сапалық жағынан да, тау-кен геологиялық жағдайлары жағынан да айырмашылықтары бар. Сондықтан жоғалымнан келетін экономикалық зардапты анықтаудың қолданылып жүрген әдістемесі – кен орнының ортақ жағдайына арналып бір кезде таңдалып алынған өндіру технологиясының нұсқасы – жер қойнауынан пайдалы қазылымдар алынымының толықтығы мен сапа арақатынасын қамтамасыз ете алмайды.

Мұндай жағдайда әрбір қазып алу учаскелерінен 1 т кен массасын қазу мен ұқсатуға жұмсалатын нақты қаржы өзгеріп отырады және қаржы деңгейі төменгі сапашарт мәніне сәйкес келуі керек. Дегенмен осы уақытқа дейін кенорындарын пайдалануда осы фактор ескерілмей келе жатыр. Бұл факторды елемей міндетті түрде:

- не пайдалы қазылымдардың қалыптан тыс жоғалымына немесе сапасыз пайдалы қазылымдардың қосымша алынымына кәсіпорынның орынсыз қаржы жұмсауына әкеп соқтырады;

- пайдалы қазылымдардың қалыптан тыс жоғалымы тау-кен жұмыстары технологияларына экономикалық баға берудің және олардың ішінен тиімдісін сараптап таңдап алудың ғылыми негізделмеуінен пайда болады. Сондықтан пайдалы қазылымдардың қалыптан тыс жоғалымы күн сайын, барлық жерде орын алады, нәтижесінде кәсіпорын мен халықшаруашылығы өлшеусіз зардап шегеді;

- пайдалы қазылымдар жоғалымы мен құнсыздандудың экономикалық зардабын анықтау әдістемесі бойынша таңдалып қабылданған қазу жүйесімен алынған соңғы үлестік кен массасына жұмсалған қаржы одан алынатын құнға ұдайы сәйкес келуі үшін, бір жағынан, пайдалы қазылымдардың жер қойнауынан алынуының толықтығы мен сапа қатынасы нәтижелі болуын, екінші жағынан, кенорнын қазудың тиімділігін қамтамасыз етуді басқару керектігі туындайды.

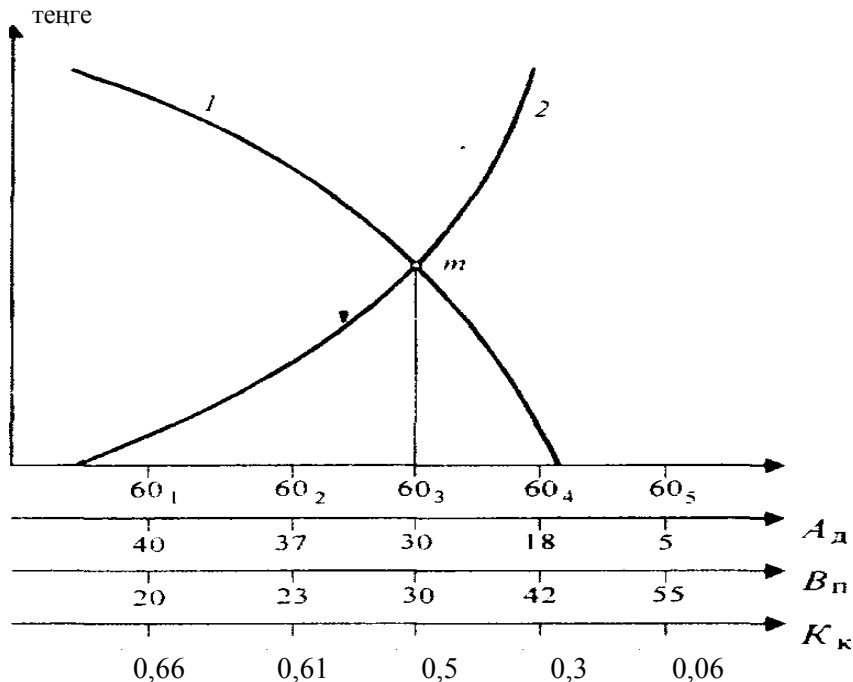
Пайдалы қазылымдарды қазу мен ұқсату нәтижесіне жоғалым мен құнсыздану кері ықпалын тигізеді. Тау-кен өндірісінің ерекшелігіне байланысты осы бірінші көрсеткіштің кері ықпалын азайтуға бағытталған жұмыстардың нәтижесі екінші көрсеткіштің қазу мен ұқсатудың түпкі нәтижесіне кері ықпалын жедел күшейте түседі. Әсіресе мұндай қайшылық жаппай қопарып қазу жүйелерінде, кенді қоймалау, кентіректі камерамен қазу жүйелерінде және кен денелерінің жанас жыныстармен түйіскен зонаны қазу кезінде айқын көрінеді. Мұндай жағдайларда, әрине, қазу барысындағы жоғалымның эконо-

микалық зардабы қазылымдардың жер қойнауынан алынымының толықтығы мен тиімділігінің тек жиынтық көрсеткіштері арқылы ғана бағалануы мүмкін. Сондықтан қазудың біршама жоғары тиімділігіне қол жеткізу үшін қолданылған технологиядағы кен орнының нақты тау-кен геологиялық жағдайында жоғалым мен құнсыздандудың қалыпты көрсеткіштерінің ұтымды шамаларын міндетті түрде анықтауды қажет етеді. Жаппай қопарып қазу, кенді қоймалап және т.б. қазу жүйелеріне сәйкес келетін жоғалым мен құнсыздандудың мүмкін болатын шамаларын міндетті түрде анықтау үшін әдістеме ұсынылды. Оның мәні мыналарға саяды.

1-суретте абсциссаның бірінші шкаласында 1 және 2-қисық сызықтардың өзгеру сипатын көрсету мақсатында үлестік кен массасының тонналық мөлшері көрсетілген. Блоктан кен түсіруді зерттеу нәтижесінде есептегі кен мен бос жыныстардың үлестік арақатынасының өзгеру сипаты прогрессивті, депрессивті және пропорциялы болатыны дәлелденді. Екінші шкалада - әрбір үлестегі геологиялық сапа мен (металл мөлшері) есептегі кеннің көлемі, үшіншіде – үлестегі бос жыныстар көлемі, ал төртіншіде - әрбір келесі үлестегі пайдалы қазылымның сапалық өзгеру коэффициентінің шамасы келтірілген. Есептегі кеннің үлесі түсірілген сайын ол әрбір келесі үлесте азая түседі. Демек кеннің алыным құндылығы оған жұмсалған қаржыны қоса есептегенде сондай деңгейде төмендейді (1-қисық сызық). Бұл құндылықтың мәні кірісті көрсетеді. Ол алынатын құндылық пен оның алынуына жұмсалған қаржы шығыны арасындағы айырмаға тең. Ол былай анықталады:

$$P_p = (\Theta \beta C_0 - C'_\sigma) A_\sigma, \quad (2)$$

мұнда Θ – есептегі кеннің 1 т алынатын концентрат көлемі, бірлік үлесі;
 C_0 – концентраттың тонна-пайызының сатылу бағасы, теңге/т (%); β – концентраттағы металл мөлшері, % C'_σ – 1 т есептегі кенді қазу мен ұқсатудың өзіндік құны, теңге/т;
 A_σ – үлестегі есепке алынған қордың көлемі, т.



1 - сурет. Блоктан кен түсіруді тоқтату сәтін анықтау

Бұл формулада $\Theta\beta\Pi_0 - 1$ т есептегі кеннің алыным құндылығы, ал C'_6 – оның алынымына жұмсалатын қаржы.

Әрбір келесі үлесте бос жыныстардың араласу көлемі арта түседі. Нақ осы деңгейде бос жыныстарды қазу мен ұқсатуға жұмсалатын қаржы да өседі. 2-қисық сызық төмендегі формула бойынша салынды:

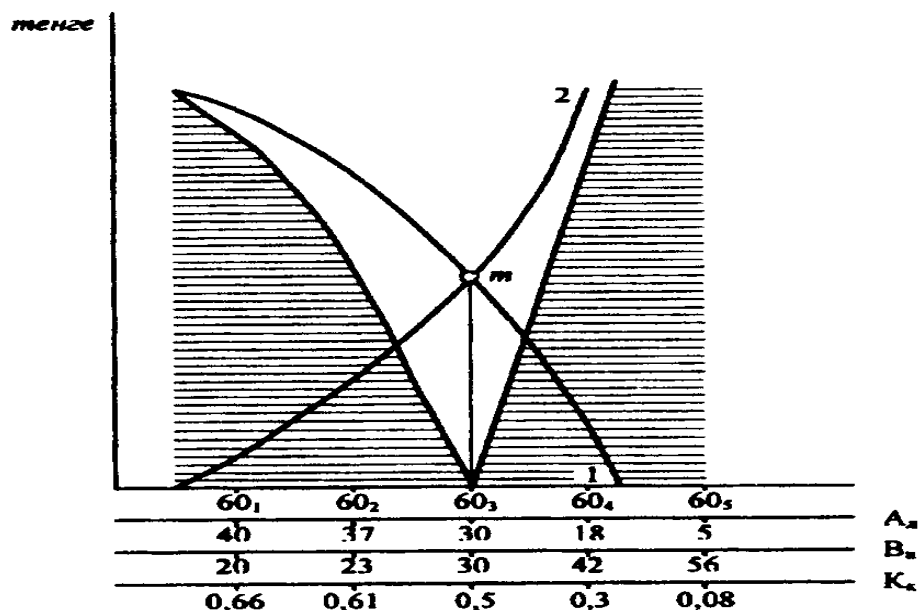
$$Z = (C_6 + C_m + C_{\eta} + C_{об})B_n, \quad (3)$$

мұнда C_6, C_m – тиісінше 1 т кенді түсіру мен тасымалдау бағалары, теңге/т; C_{η} – кен массасының 1 т шаққандағы цех шығындары, теңге/т; $C_{об}$ – металл мөлшері орташа 1 т кенді байыту бағасы, теңге/т; B_n – бос жыныстардың дәлмөлшердегі (дозадағы) көлемі, т.

Формулада блоктың ішіндегі бос жыныстарды қопаруға жұмсалынған қаржы әдейі көрсетілген. Бұл қаржылар (бос жыныстар бола қалғанда) учаскені қазып алуға тиімді болғандықтан есептегі қорға жатқызылатын болады.

Қарама-қарсы бағытталған екі фактордың зиянды әсерін көрсететін 1 және 2-қисық сызықтардың қиылысқан нүктесі олардан туындайтын экономикалық зардаптың ұтымды арақатынасын бейнелейді. Дәлмөлшердегі пайдалы қазылымдар сапасының өзгеру коэффициенті осы қисық сызықтардың қиылысқан нүктесіне сәйкес келген жағдайда кен түсіруді тоқтату экономикалық тұрғыдан тиімді болып табылады. Бұл дәлмөлшер ішіндегі өндіру пайдалы қазылымның алынымы, есептегі кенді ұқсату нәтижесінде алынатын пайда мен есептегі қорға араласқан бос жыныстарды қазуға және ұқсатуға жұмсалынған қаржының тең екендігін көрсетеді.

Есептегі кеннің блоктан түсірілмей қалған деңгейі – қалыпты жоғалымдар, ал есептегі кенмен бірге түсірілген бос жыныстар көлемі – мүмкін болатын (қалыпты) құнсыздану. Жоғалым деңгейін одан әрі төмендету мақсатында кен түсіруді жалғастыру немесе құнсыздану шамасын азайту мақсатында кен түсіруді күнібұрын тоқтату елеулі экономикалық шығын келтіреді (2-сурет). Егер кен түсіру күнібұрын тоқтатылса, онда шикізат жоғалымы болады, нәтижесінде кәсіпорын зиян шегеді. Қумалардан (дучка) кенді артық түсіруге жол берген кәсіпорын да зиян шегеді, бұл артық бос жыныстарды қазу мен ұқсатуға жұмсалынған шығындар болып табылады.



2 – сурет. Кен түсіруді ерте және кеш тоқтату нәтижесінде болатын экономикалық зардаптар аймағы

2 - суретте кен түсірудің күнібұрын тоқтатылу сәті 1 және 2-қисық сызықтардың қиылыс нүктесінің сол жағында жатыр. Бұнда әрбір дәлмөлшердегі кен түсіру нәтижесінде алынатын дәлмөлшер ішіндегі бос жыныстарды өндіру мен ұқсатуға жұмсалынған қаржыдан артық алынатын пайда көлемі көрсетілген. Қиылыс нүктесінің оң жағында бос жыныстардың қалыптан артық көлемін қазу мен ұқсатуға жұмсалынған қаржы түріндегі шығын белгіленген.

Қалыпты жоғалым мен құнсыздануды анықтаудың бұл әдісінде бос жыныс құрамындағы пайдалы компоненттер де, сондай-ақ жанас жыныстар мен есептегі кеннің қосымша көлемі де есепке алынады. Мәселе мынада, 2-формуладағы есептегі кеннің көлеміне (A₆) жанас жыныстар бөлігі де кіреді, бұл бөлік пайдалы компоненттер деңгейі жағынан есептегі кенмен бірдей.

Әдебиеттер тізімі

1. Агошков М. И. Совершенствование методики учета потерь и разубоживания при разработке рудных месторождений системами с обрушением / М.И. Агошков, В.П. Рыжков. -№ 3. -1967.
2. Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. -М.: Каз. Политехн. 2002.
3. Баранов А. О. Подземная разработка рудных месторождений: Учеб. пособие для профтехучилищ. -М.: Недра, 1986. – 214 с.
4. Беркалиев Б. Т. Параметры разработки и полнота извлечения руд. - М.: Недра, 1998.
5. Бектыбаев А. Д. Кен қазудағы жоғалым мен құнсыздану: теория, экономика, зардаптар / А.Д. Бектыбаев, Д.Мусин, А. Бектыбаев. - Алматы: Ғылым, 2000. – 200 б.
6. Бектыбаев А. Д. Методика определения допустимых величин потерь и разубоживания при выпуске руды под налегающими породами. Комплексное использование минерального сырья / А.Д. Бектыбаев, Е.М. Мусаев. - Алматы: Ғылым, 2000. -200 б.
7. Бектыбаев А.Д. Кен өндіру технологияларын бағалау мен тандау / А.Д. Бектыбаев, А.А. Бектыбаев. -Оқу құралы. - Алматы: Ғылым, 2003 – 214 б.
8. Букринский В.А. Геометрия недр: Учеб. для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. -526 с.
9. Ергалиев А.Е. Методика выбора и сравнительной экономической оценки систем разработки рудных месторождений/ АН КазССР. – Алма-Ата: Наука, 1969.

10. Каждан А. Б. Геолого-экономическая оценка полезных ископаемых. -М.: Недра, 1985. -205 с.
11. Ергалиев А.Е. Системы разработки рудных месторождений малой и средней мощности /А.Е. Ергалиев, В. Н. Юрков. -Алма-Ата, 1961.
12. Қазақша-орысша, орысша-қазақша терминологиялық сөздік: Кен ісі және металлургия / Жалпы редакциясын басқарған пед. ғ. д., проф. А. Қ. Құсайынов. – Алматы: Рауан, 2000. – 200 б.

Қабылданды 17.04.2008

УДК 622.27

Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник, А.Б. Болатова

ВКГТУ им. Д. Серикбаева

ВНЕДРЕНИЕ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ АО «КАЗЦИНК»

Как известно [1], функционирование горно-металлургического комплекса Республики Казахстан в современных условиях основывается на реализации невозобновляемых природных богатств при помощи производств с низкой добавленной стоимостью. На мировом рынке минерального сырья Казахстан имеет довольно высокий рейтинг (рис. 1), при этом около 80 % экспорта страны приходится на сырье.

Экономика Республики Казахстан на сегодняшний день в большой степени зависит от возможности расширения добычи полезных ископаемых.

В этих условиях одной из актуальных задач является разработка ресурсосберегающих технологий добычи полезных ископаемых на основе диверсификации выпускаемой продукции горнодобывающих предприятий, что в конечном итоге позволит снизить себестоимость добычи полезных ископаемых, повысить прибыльность производства и конкурентоспособность конечной продукции горнорудных компаний. Устойчивый рост экономического развития горнодобывающей отрасли напрямую зависит от уровня внедрения в производство инновационных технологий, для чего государство и недропользователи должны осуществлять поддержку научных исследований. В условиях рыночной экономики, когда в отработку основной части месторождений полезных ископаемых вложен частный капитал, основную часть расходов на научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы (НИОКР) должны взять на себя негосударственные горнорудные компании.

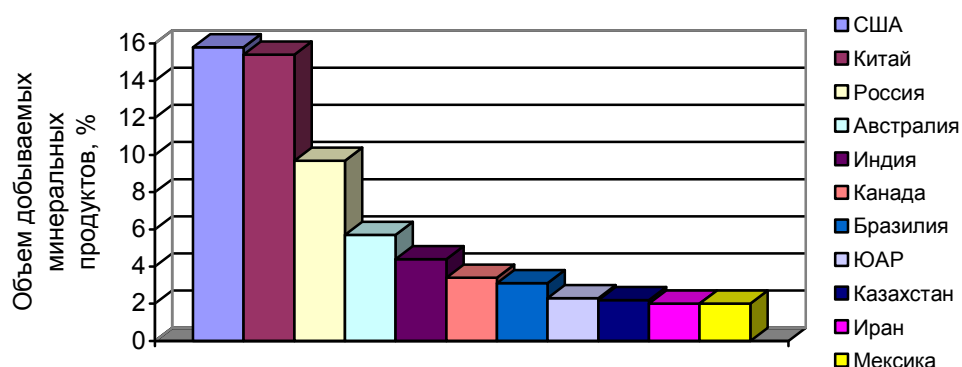


Рисунок 1 - Доля ведущих горнодобывающих стран в общем объеме добываемых минеральных продуктов

В нашем регионе основным производителем цветных и благородных металлов является акционерное общество «Казцинк».

Ориентировочно, затраты на научные исследования АО «Казцинк» в 2007 году составили менее 1,0 % от стоимости товарной продукции этой крупной компании. Это в то время, когда Евросоюз рекомендует всем своим членам довести уровень вложений в науку до 2,5 %, а некоторые страны Юго-Восточной Азии вкладывают в науку до 2 % ВВП [1].

Повышение эффективности горнорудного производства, которое диктуется рынком и ростом производственных затрат, целесообразно решать средствами информационных технологий [2].

В планах компании «Codelco», которой принадлежит самый крупный подземный рудник в мире «El Teniente» - повышение эффективности и увеличение объемов добычи медной руды до 135 тыс. т/сутки путем освоения инновационных технологий с автоматизацией и роботизацией производственных процессов. На принадлежавшем финской компании «Outokumpu» руднике «Kemi», считающемся одним из самых передовых в мире по уровню техники, для повышения экономической эффективности производства и обеспечения конкурентоспособности выпускаемой продукции модернизирован комплекс добычи и переработки на основе концепции «Интеллектуальный рудник». Концепция нацелена на управление добычей в реальном времени в постоянной координации с потребностями обогащательного и металлургического производства на основе формирования базы данных и общерудничной информационной системы [3].

Вопросы разработки ресурсосберегающей технологии добычи руды, предусматривающие разработку составов закладочных смесей, дающих возможность подавать закладку на большие расстояния в самотечном режиме и снизить расход дорогостоящего цемента, были исследованы в рамках НИР для Риддер-Сокольного и Малеевского рудников АО «Казцинк».

В настоящее время пустоты отработанных камер на Риддер-Сокольном руднике закладывают твердеющими закладочными смесями в составе: цемент – 140 кг/м³, хвосты текущие – 1195 кг/м³ и вода – 510 кг/м³. Годовой объем бетонной закладки на Риддер-Сокольном руднике – 280 тыс. м³. Себестоимость закладочных работ на Риддер-Сокольном руднике по статьям затрат при существующей технологии составляет 32,39 долл. США (рис. 2). Доля затрат на вяжущее в общей себестоимости закладочных работ на Риддер-Сокольном руднике составляет около 13 %, при стоимости цемента для АО «Казцинк» 15789 тг/т без НДС. Сводные технико-экономические показатели при существующей технологии закладочных работ (вариант 0) представлены на рис. 3.

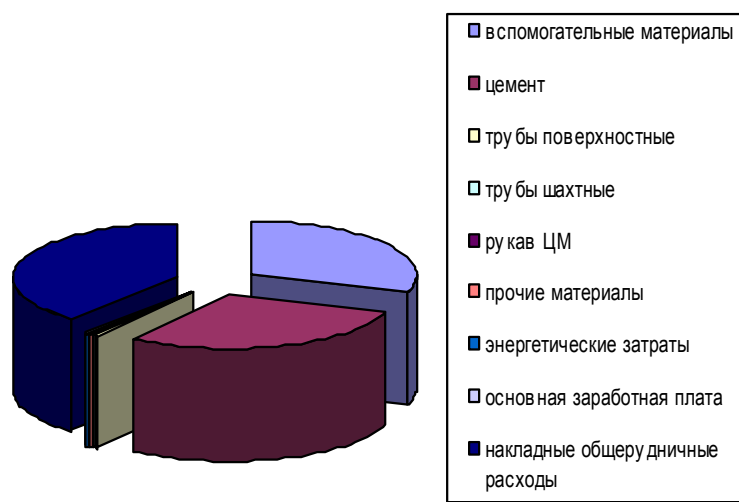


Рисунок 2 - Себестоимость закладочных работ на Риддер-Сокольном руднике при существующей технологии на 1 м³ закладки

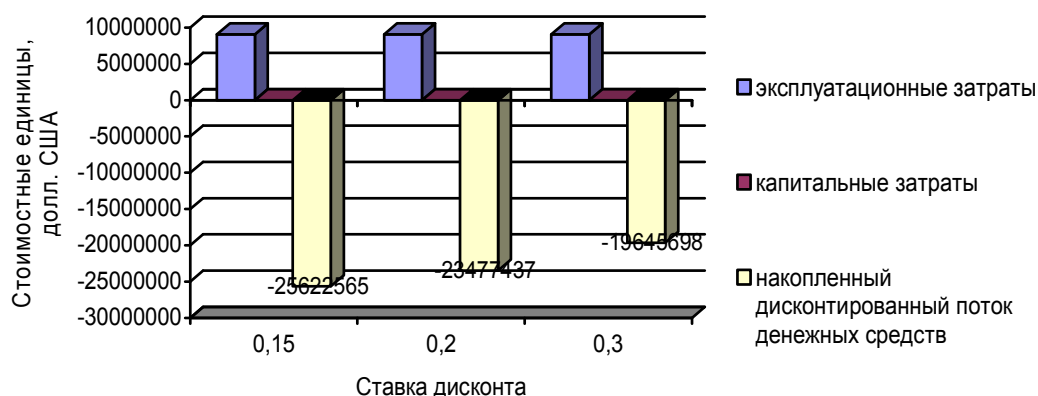


Рисунок 3 - Сводные технико-экономические показатели при существующей технологии закладочных работ

В результате проведенных НИР на тему «Разработка технологии трубопроводного транспорта закладочных смесей в отдаленные блоки на Риддер-Сокольном месторождении» лабораторных (в специализированной лаборатории строительных и закладочных работ РГОК АО «Казцинк») и опытно-промышленных испытаний на Риддер-Сокольном руднике РГОК АО «Казцинк» установлено, что при использовании в составе закладочной смеси химических добавок-пластификаторов улучшаются реологические свойства закладочной смеси (повышение текучести на 20 %) и прочностные характеристики закладочного массива (на 10-15 %), что подтверждено актом опытно-промышленных испытаний.

При использовании в составе закладочной смеси добавок-пластификаторов необходимо понести дополнительные эксплуатационные затраты на приобретение и доставку

добавок в сумме 1,01 долл. США/м³ закладки при стоимости железнодорожных перевозок (вагон вместимостью 69 т) из г. Алматы в г. Риддер 77 530 тг (без НДС). Однако, за счет повышения прочности закладочного массива экономия по эксплуатационным затратам за счет снижения объемов цемента составит около 515 тыс. долл. США/год. Сводные технико-экономические показатели при использовании в составе закладки добавок-пластификаторов (вариант 1) представлены на рис. 4.

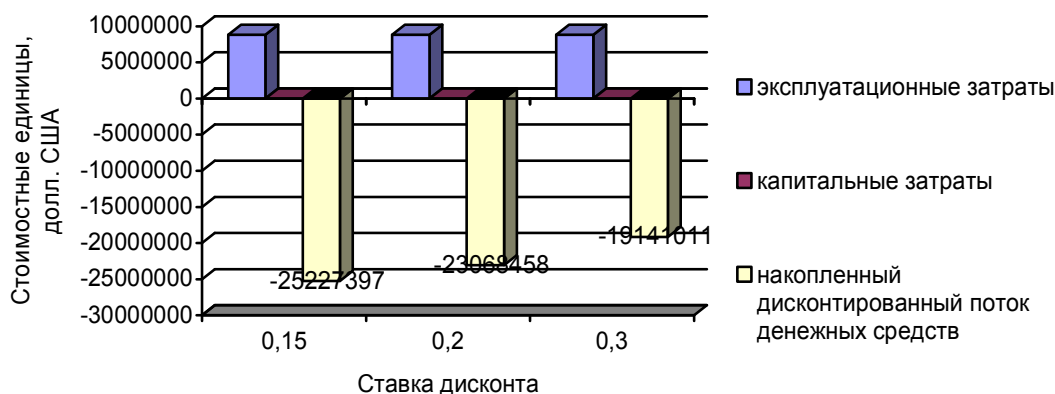


Рисунок 4 - Сводные технико-экономические показатели при использовании в составе закладочной смеси добавок-пластификаторов

Расчет экономической эффективности 2 варианта (использование шламового насоса типа *KOS 25100 HP* фирмы «ENGINEERING DOBERSEK GMBH») проведен для следующих условий. Стоимость шламового двухпоршневого насоса *KOS 25.100 HP* составляет около 943 тыс. долл. США. Срок амортизации насоса *KOS 25.100 HP* принят равным 4 года. Эксплуатационные затраты при использовании, например, поршневого бетонного насоса типа *BSA 14000 HP-E* фирмы «ENGINEERING DOBERSEK GMBH» производительностью 100 м³/ч складываются из затрат по электроэнергии при эксплуатации насоса, затрат на текущие ремонты и обслуживание и затрат на заработную плату обслуживающего персонала. Удельный расход электроэнергии электродвигателей поршневого бетонного насоса составляет 4,0 кВт/ч/м³ закладки. Согласно калькуляции себестоимости добычи руды по Риддер-Сокольному руднику себестоимость электроэнергии равна 0,012513 долл. США/кВт·ч. С учетом объемов закладочных работ стоимость электроэнергии составит 12262 долл. США/год. При отсутствии данных по затратам на текущие ремонты и обслуживание и затрат на заработную плату обслуживающего персонала эти статьи расходов при выявлении экономической эффективности по 2 варианту не учитывались. Сводные технико-экономические показатели при использовании шламового насоса типа *KOS 25100 HP* фирмы «ENGINEERING DOBERSEK GMBH» (вариант 2) представлены на рис. 5.

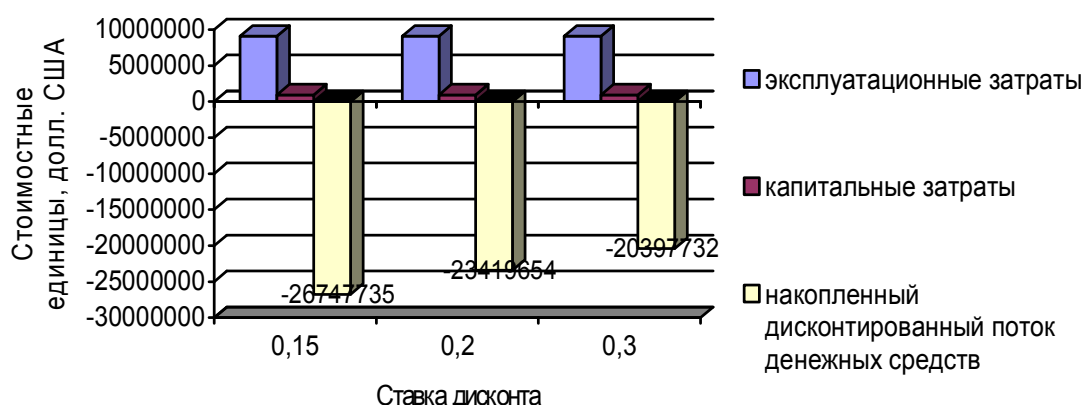


Рисунок 5 - Сводные технико-экономические показатели при использовании шламового насоса типа KOS 25100 HP фирмы «ENGINEERING DOBERSEK GMBH»

Технико-экономическое сравнение трех вариантов технологии закладочных работ показало, что наибольший эффект достигается (рис. 6) при практической реализации второго варианта (при использовании в составе закладочной смеси добавок-пластификаторов).

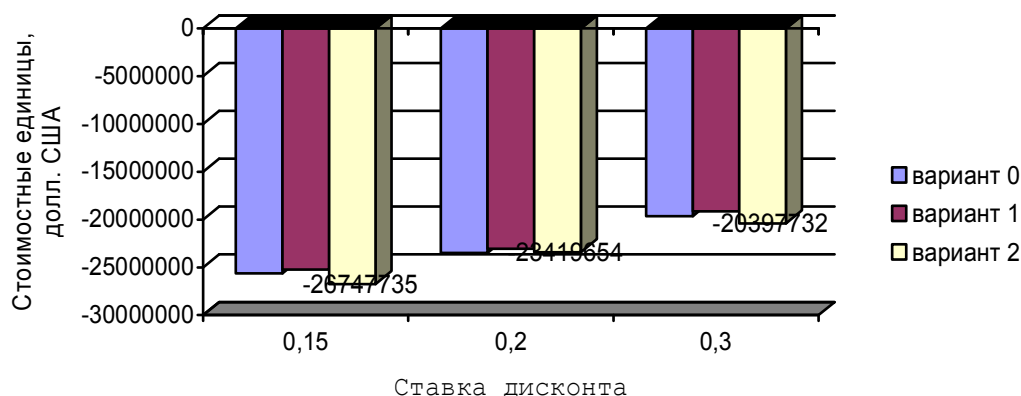


Рисунок 6 – Диаграмма накопленных дисконтированных потоков денежных средств чистой прибыли на счету предприятия при различных ставках дисконта и различных схемах закладочных работ

Ожидаемый суммарный экономический эффект на годовой объем закладочных работ на Риддер-Сокольном руднике РГОК АО «Казцинк» составляет 232,9 тыс. долл. США/год.

Анализ опыта работы горнодобывающих предприятий, использующих системы разработки с закладкой ЛТС, и литературных источников РК и стран СНГ, а также результатов НИР по теме «Разработка технологии трубопроводного транспорта закладочных смесей в отдаленные блоки на Риддер-Сокольном месторождении», показал, что наиболее перспективными направлениями решений по транспортированию закладочной смеси на

большие расстояния в условиях Риддер-Сокольского рудника РГОК АО «Казцинк» являются использование в составе закладочной смеси химических добавок типа *Pozzolith*, что даст возможность повысить дальность транспортирования смеси, снизить расход дорогостоящего цемента при снижении водопотребления при сохранении или улучшении прочностных характеристик закладки и реологических свойств закладочных смесей. Использование гидродинамических активаторов и высоконапорных бетононасосов из-за их высокой стоимости и значительного износа на сегодняшний день на бетоно-закладочном комплексе (БЗК) Риддер-Сокольского рудника не целесообразно.

Проверками природоохранной деятельности Малеевского рудника отмечено, что с 2002 года содержание веществ группы азота ($\text{NO}_2, \text{NO}_3, \text{NH}_4$) в технических шахтных водах превышает допустимые нормы в 10 и более раз.

При существующем водоотливе Малеевского рудника целесообразно применять вторичное использование шахтных вод в технологическом процессе приготовления закладки. Фактический объем сброса шахтных вод в 2004 году составил 833,3 тыс. м³. Стоимость сброса шахтных вод составляет 0,15 долл. США/м³ и за год составила 132,12 тыс. долл. США. Стоимость строительства предлагаемого проекта по использованию шахтной воды в технологическом процессе приготовления закладки (подача воды от очистных сооружений до БЗК) равняется 89,5 тыс. долл. США.

При использовании шахтных вод в технологическом процессе на БЗК плата за сброс оставшихся объемов шахтной воды на Малеевском руднике составит 87,96 тыс. долл. США, что позволит получить экономию денежных средств за счет снижения объемов сброса воды 44,16 тыс. долл. США. При этом плата за хозяйственную воду сократится до минимума, так как хозяйственная вода в технологическом процессе БЗК не потребуется. Соответственно оплата за воду, применяемую в технологическом процессе, производиться не будет, что позволит получить экономию денежных средств в размере 34,06 тыс. долл. США. С учетом объемов оборотного водоснабжения выявлена экономическая эффективность использования шахтной воды в технологическом процессе приготовления закладки на подземном руднике на основании потоков движения денежных средств «Cash flow» (рис. 7) за период 2007-2010 гг. при ставке дисконта 0,15.

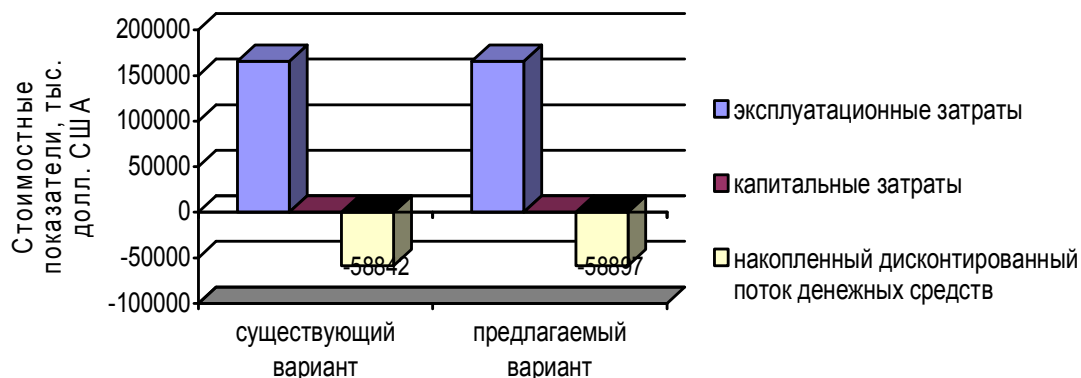


Рисунок 7 - Сводные технико-экономические показатели эффективности оборотного водоснабжения на БЗК Малеевского рудника

Таким образом, использование шахтной воды в технологическом процессе приготовления закладки позволит улучшить экологическую обстановку и получить экономический эффект в размере около 9825 тыс. тг/год.

Список литературы

1. Муканов Д.М. Индустриально-инновационное развитие Казахстана – потенциал и механизмы реализации. – Алматы, 2004. – 220 с.
2. Капустин Ю.Е. Информационные технологии планирования горных работ (для горных инженеров). – СПб.: Недра, 2004. – 424 с.
3. Опарин В.Н. Мировой опыт автоматизации горных работ на подземных рудниках /В.Н. Опарин, Е.П. Русин, А.П. Тапсиев, А.М. Фрейдин, Б.П. Бадтиев. СО РАН, Ин-т горного дела. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. – 99 с.

Получено 25.02.2008

