



УДК 622.232.8.72

**М.И. Арпабеков**

Евразийский Национальный университет им. Л.Н. Гумилева, г. Астана

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСТОЙЧИВЫХ ПОЛОЖЕНИЙ ВЫЕМОЧНОГО МАНИПУЛЯТОРА  
ПРИ СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ**

Устойчивость работы манипулятора ВМФ-4, как видно из его конструктивной схемы, определяется усилиями подачи  $R_{pCT}$ , создаваемыми исполнительным органом, моментом сил  $M_{kp}$  и распором несущей стойки  $R_{2n}$ ; в шахтных условиях были проведены наблюдения и замеры указанных силовых параметров ВМФ-4 для установления степени влияния их на устойчивость работы выемочного манипулятора в целом.

Установлено, что влияние создаваемого исполнительным органом момента на устойчивость сил даже при наличии значительных «всплесков» практически незначительно. Действительно, из расчета моментов сил, а также результатов стендовых испытаний момент сил от реакции распора стойки  $R_{pCT}$  в 8...10 раз превышает момент  $M_{kp}$  сил, создаваемых в конечной точке при максимальном вылете стрелы исполнительного органа манипулятора ВМФ-4 [2,3].

При расчете устойчивости ВМФ-4 [1-3] необходимо учитывать, что телескопический исполнительный орган должен обеспечивать максимальные усилия резания на резцовой коронке при отбойке угля с учетом следующих конструктивно-технических параметров:

- число степеней подвижности - до 5;
- максимальный вылет стрелы - до 5,0 м;
- вынимаемая мощность пласта - 2,5...5,0 м;
- ширина захвата - 63 мм;
- угол падения пласта - 35 градусов.

Исходя из этих условий, при расчете устойчивости за расчетные усилия на резцовой коронке при максимальном вылете стрелы, можно принимать максимальные усилия на резцах, соответствующие опрокидному моменту гидродвигателя исполнительного органа. В этом случае, если домкраты поворота или подъема стрелы развивают на резцовой коронке усилия меньше, чем при опрокидывании гидродвигателя, при расчете устойчивости нужно принимать максимальные усилия, развиваемые домкратами.

Коэффициент грузовой устойчивости стреловидных исполнительных органов по методике [1-3] составит:

$$K_y = \frac{M_{bac}}{M_{onp}} \geq 1,05 \div 1,1, \quad (1)$$

где  $M_{onp}$  – момент от внешних сил, действующих на ВМФ-1 с секции крепи относительно оси, по отношению к которой производится проверка устойчивости ВМФ-1;  $M_{bac}$  –

момент от силы веса манипулятора с секции крепи относительно этой же оси.

Однако формула для определения устойчивости ВМФ-4 не учитывает усилия, создаваемые горным давлением. Запас устойчивости манипулятора ВМФ-4 с учетом горно-геологических конструктивно-технических параметров определяется отношением момента сопротивления повороту  $M_c$  к моменту внешних нагрузок относительно точки опоры  $M_o$ , то есть:

$$K_y = \frac{M_c}{M_o} \quad (2)$$

Наиболее опасным по устойчивости является усилие, создаваемое в процессе рабочей подачи исполнительного органа в горизонтальном направлении. В этом случае устойчивость работы ВМФ-4 обеспечивается при условии, что горизонтальные усилия подачи  $R_{2n}$  не превышают усилия от реакции распора стойки  $R_{pcT}$ .

В результате статистического анализа и обработки экспериментальных данных установлено, что влияние  $R_{2n}$  и  $R_{pcT}$  удовлетворительно аппроксимируются нормальным законом распределения.

Статистические функции распределения имеют вид:

а) для горизонтальных усилий подачи  $R_{2n}$ :

$$F(R_{2n}) = \frac{1}{2,97\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{R_{2n}} \ell^{-\frac{(R_{2n}-4,72)^2}{2 \cdot 2,97^2}} dR_{2n}, \quad (3)$$

где  $R_{2n}$  – случайная величина горизонтального усилия подачи, т; 2,97 – среднеквадратическое отклонение величины  $R_{2n}$ , т; 4,72 – среднее значение горизонтальных усилий подачи  $R_{pcT}$ , т;

б) для усилий распора стойки:

$$F(R_{pcT}) = \frac{1}{\sqrt{2\pi} \cdot 5,43} \int_{-\infty}^{R_{pcT}} \ell^{-\frac{(R_{pcT}-19,6)^2}{2 \cdot 5,43^2}} dR_{pcT}, \quad (4)$$

где  $R_{pcT}$  – случайная величина вертикального усилия распора, т; 5,43 – среднеквадратическое отклонение  $R_{pcT}$ , т; 19,6 – среднее значение усилий распора  $R_{pcT}$ , т.

Проверка по критерию « $\chi^2$  Пирсона» позволила установить непротиворечивость принятой гипотезы о нормальном распределении величин  $R_{2n}$  и  $R_{pcT}$ .

Надежность устойчивой работы ВМФ-4 можно количественно оценить как вероятность того, что за заданный базовый период времени в процессе выемки усилие подачи  $R_{2n}$  не превысит усилия распора  $R_{pcT}$ . Эта вероятность может быть определена как композиция нормальных законов распределения:

$$F(R_{2n} \leq R_{pcT}) = \frac{1}{\sqrt{(G^2 R_{2n} + G^2 R_{pcT})} 2\pi} \int_{-\infty}^{\Delta R} \ell^{-\frac{(R_{2ncp} - R_{pcT, cp})^2}{2(G^2 R_{2n} + G^2 R_{pcT})}} d\Delta R, \quad (5)$$

где  $\Delta R$  – случайная величина разности усилия подачи и распора, т.

При непрерывной работе экспериментального образца ВМФ-4 в течение смены возможно нарушение устойчивого положения машины не более, чем в 2,8 раза. При увели-

чении среднего значения усилий распора несущей стойки  $R_{pcT}$  надежность устойчивого положения манипулятора будет ещё выше.

При конструктивных схемах ВМФ-2, ВМФ-3 и ВМФ-4Н, ВМФ-4КН для устойчивой работы манипулятора в процессе отбойки угля характерны особенности, значительно отличающиеся от схемы работы ВМФ-4. При работе ВМФ-2, ВМФ-3, ВМФ-4КН устойчивое положение определяется состоянием равновесия относительно центра тяжести манипулятора в целом. Методика расчета устойчивости конструктивных схем для проходческих комбайнов типов ПК-3, ПК-9, ГПК разработана Н.А. Малевичем [1-3]. Однако при расчете устойчивости критерий устойчивого положения конструкции определяется некоторым, наперед заданным значением коэффициента грузовой устойчивости. В свою очередь, эти коэффициенты в зависимости от тех или иных конструктивных схем задаются произвольно, и анализ устойчивого положения по этому критерию позволяет лишь качественно оценить устойчивость работы выемочного манипулятора в целом.

В конструктивной схеме манипуляторов ВМФ-2, ВМФ-3, ВМФ-4 и ВМФ-4КН можно рассматривать в отдельности продольную устойчивость в поперечном направлении. В процессе экспериментов были испытаны конструктивные схемы с расположением выемочного манипулятора на конвейере, передвигающемся с помощью распорных стоек.

При шахтных испытаниях конструктивной схемы ВМФ-2, ВМФ-3, ВМФ-4 было установлено незначительное влияние продольной грузовой устойчивости на надежность манипуляторов. В этом случае при динамических нагрузках горизонтально расположенные гидродомкраты распорных стоек не позволяли опрокинуться манипулятору в продольном направлении. Расчеты показали практически высокую надежность продольной грузовой устойчивости. Для конструктивных схем с опорой манипулятора на конвейер можно достигнуть коэффициента грузовой устойчивости свыше 3,5...4,7, а при расположении на специальной направляющей балке – свыше 3,8...8,3.

Устойчивость ВМФ-2, ВМФ-3, ВМФ-4КН, ВМФ-4Н, ВМФ-4П в поперечном направлении, как показали данные экспериментов, в значительной мере определяется динамическими нагрузками, создаваемыми на резцовой коронке исполнительного органа. В свою очередь, эти нагрузки носят случайный характер, что обусловлено разнообразием и изменением физико-механических свойств и крепости угля по мощности пласта и по длине лавы. Соответственно, усилия подачи момента силы, создаваемые на резцовой коронке исполнительного органа, также являются случайными.

В процессе экспериментальных исследований были получены данные по усилиям подачи – вертикальной и горизонтальной составляющим. Учитывая то, что горизонтальные усилия подачи весьма малы по сравнению с реакцией несущих элементов конструкции (направляющей балки, конвейера и т.д.), проверка по ним не представляет практического интереса. При экспериментальных исследованиях эти предположения подтвердились [2, 3].

Вертикальные усилия подачи исполнительного органа  $R_{Bn}$ , как показали наблюдения, стремятся развернуть систему «ВМФ-2– несущий элемент» в горизонтальной плоскости. Частые отказы системы в этом случае связаны с отсутствием надежных конструктивных соединений на стыках направляющих балок.

Частота отказов из-за возможных опрокидываний системы «ВМФ-2– несущий элемент» зависит от того, как часто момент сил, создаваемый на резцовой коронке верти-

кальными усилиями подачи, превысит уравнивающий момент сил от веса всей конструкции.

Это условие можно записать:

а) при движении стрелы снизу вверх :

$$R_{Bn, \partial on} \ell_{uo} \leq \left[ (G_n - G_{uo}) \frac{B}{2} - G_{uo} \ell_{uTuo} \right], \quad (6)$$

где  $R_{Bn \partial on}$  – предельно допустимое вертикальное усилие подачи;  $\ell_{uo}$  – расстояние от точки приложения резцовой коронки до передней точки опоры С;  $G_n, G_{uo}$  – соответственно все машины исполнительного органа;  $B$  – расстояние между точками опоры выемочного манипулятора;  $\ell_{uTuo}$  – расстояние между центром тяжести исполнительного органа и передней точкой опоры С;

б) при движении стрелы сверху вниз:

$$R_{Bn \partial on} (\ell_{uo} + B) \leq \left[ (G_n - G_{uo}) \frac{B}{2} + G_{uo} (B + \ell_{uTuo}) \right]. \quad (7)$$

Для вертикальных усилий подачи  $R_{Bn}$ , как показали экспериментальные исследования и замеры, характерна значительная неравномерность. В свою очередь, неравномерность усилий обусловлена как разнообразием физико-механических свойств пласта, так и случайным характером траектории резцовой коронки по мощности пласта.

Проведением статистических анализов экспериментальных данных усилий  $R_{Bn}$  установлено их эмпирическое распределение в виде нормального закона:

$$F(R_{Bn}) = \frac{1}{1,89\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{R_{Bn}} \ell \frac{(R_{Bn} - 3,16)^2}{2 \cdot 1,89^2} dR_{Bn}, \quad (8)$$

где 3,16 – среднее значение вертикального усилия подачи, т; 1,89 – среднеквадратичное отклонение величины  $R_{Bn}$ , т.

Проверка по критерию « $\chi^2$  = Пирсона» позволила установить непротиворечивость принятой гипотезы о нормальном распределении величины  $R_{Bn}$ , которую можно записать:

$$F(R_{Bn}) = \frac{1}{\sqrt{2\pi} G^2 R_{Bn}} \int_{-\infty}^{R_{Bn \partial on}} \ell \frac{(R_{Bn \partial on} - R_{Bn \partial on})^2}{2 G^2 R_{Bn}} dR_{Bn \partial on}, \quad (9)$$

где  $R_{Bn \partial on}$  – среднее значение  $R_{Bn}$ .

Значение  $R_{Bn \partial on}$  зависит от направления движения стрелы исполнительного органа и определяется из условий:

а) при движении стрелы снизу вверх:

$$R_{Bn \partial on} \leq \frac{(G_n - G_{uo}) \frac{8}{2} \cdot C_{u.o} \ell_{uT.u.o}}{\ell_{u.o}}, \quad (10)$$

б) при движении стрелы сверху вниз:



$$R_{\text{Вн.дон}} \leq \frac{(G_m - G_{u.o})2 + G_{u.o}(B + \ell_{\text{чт.и.о}})}{\ell_{\text{ио}} + B}. \quad (11)$$

Для различных конструктивно-технических параметров (длины стрелы, веса конструкции и т.д.) и горно-технических условий, определяющих усилия подачи, построены номограммы, позволяющие выбрать ВМФ-1, ВМФ-2, ВМФ-3, ВМФ-4, ВМФ-4КН с наиболее устойчивой конструктивной схемой.

Выемочные манипуляторы работают в сложных горно-геологических условиях, и эти условия в процессе работы манипулятора изменяются в широком диапазоне. Поэтому очень важно иметь вычислительную программу, рассматривающую равновесие манипуляторов с учетом всевозможных силовых факторов, действующих на расчетную схему. При этом алгоритм расчета должен позволять варьировать всевозможные угловые параметры поворачивающихся органов в процессе работы, а также горно-геологические условия пласта.

Не останавливаясь на конструктивных особенностях выемочного манипулятора ВМФ-4КН и известных положениях определения центров тяжести как отдельных частей, так и всей системы [1-5], приведем лишь основные положения определения её устойчивых положений.

Для универсальности вычислительного алгоритма весовые и геометрические характеристики манипулятора рассматриваются в местной системе координат, совмещенной с осью поворота поворачивающихся частей - исполнительного органа, домкрата подъема (рис. 1). Местная система координат движется вместе с манипулятором в целом, отражая при этом горно-геологические характеристики различных углов падения пласта, которые задаются в продольном  $\beta_x$  и поперечном  $\beta_y$  направлениях в отношении движения по конвейеру.

Выражения координат центра тяжести получены как функции от углов поворота  $\alpha_1$  и подъема  $\alpha_2$  в горизонтальной и вертикальной плоскостях соответственно, также учитывают углы  $\beta_x$  и  $\beta_y$

$$\begin{aligned} x &= x^1, & \cos \beta_x - z^1 \sin \beta_x - \alpha_x; \\ y &= y^1, & \cos \beta_y - z^1 \sin \beta_y - \alpha_y; \\ z &= z^1, & \cos \beta_x \cos \beta_y \cdot -y^1 \sin \beta_y + x^1 \sin \beta_x - \alpha_z. \end{aligned} \quad (12)$$

где  $x^1, y^1, z^1$  - координаты центра тяжести выемочной машины, вычисленные по известной формуле:

$$x^1 = \frac{\sum p_i x_i}{\sum p_i}, \quad y^1 = \frac{\sum p_i y_i}{\sum p_i}, \quad z^1 = \frac{\sum p_i z_i}{\sum p_i}. \quad (13)$$

Постоянные  $\alpha_x, \alpha_y, \alpha_z$  осуществляют перенос геометрического положения центра тяжести выемочной машины из местной системы координат в общую, учитывающую сложности горно-геологических условий пласта.

$x_i, y_i, z_i$  - заданные координаты центра тяжести узла в местной системе координат.

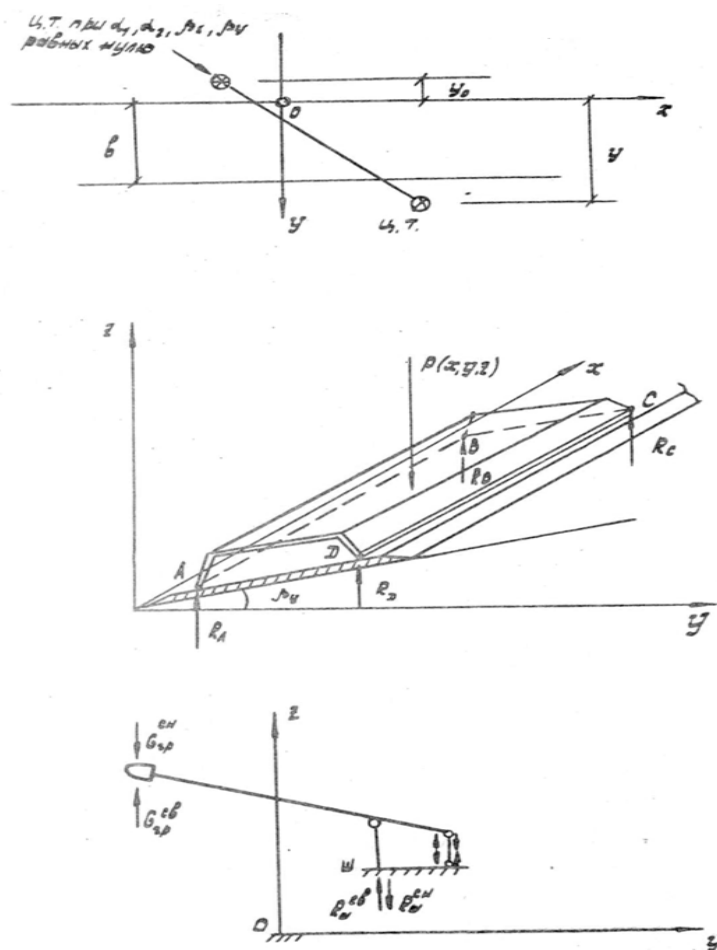


Рисунок 1 - Определение центра тяжести манипулятора

Так как координаты центра тяжести исполнительного органа и домкрата подъема изменяются в зависимости от расположения их в процессе работы, то их необходимо пересчитать по следующим соотношениям:

- для исполнительного органа для домкрата подъема:

$$x_i = -R^u \cos \alpha_2 \cos \alpha_1; y_i = -R^u \cos \alpha_2 \sin \alpha_1; z_i = -R^u \sin \alpha_2 + C; \quad (14)$$

- для домкрата подъема:

$$x_i = R^d \cos \alpha_1; y_i = R^d \sin \alpha_1; z_i = C, \quad (15)$$

где  $R^u$  и  $R^d$  - расстояния от центра вращения до центров тяжести соответственно исполнительного органа и домкрата подъема;  $C$  - высота центра вращения в местной системе координат.

При этом вес узла определяется приближенно путем умножения вычисленного объема на объемный вес материала рассматриваемого элемента. Центры тяжести их определялись графическим способом путем разбиения сложного сечения на простые, положения центров тяжести которых несложно вычислить аналитическим или геометрическим способами (см. табл.).

*Аналитические и экспериментальные определения веса и координат  
центров тяжести узлов ВМФ-4КН*

№ п/п	Наименование узла ВМФ-4	Весы, кг		Координаты центра тяжести, см		
		теоретичес- кий	экспери- ментальный	$X_i$	$Y_i$	$Z_i$
1	Исполнительный орган	1900	2500			
2	Поворотное устройство (без домкрата подъема)	1075	1080			100
3	Домкрат подъема	125	40	0	30	20
4	Рама	610	230	0	20	34
5	Маслостанция	200	150	-100	45	60
6	Опора 1	140	105	130	30	20
7	Опора 2	140	105	-110	30	20
8	Захват	110	80	20	50	0
9	Блок электрооборудова- ния	500	60	130	20	60
10	Домкрат подачи	30	60	-70	50	10
11	Домкрат подачи	30	30	70	50	10
12	Бак масляный	350	193	110	50	10
	Всего	5210	5400			

С целью уточнения теоретических значений перечисленных характеристик в шахте «Топарская» были проведены экспериментальные работы по определению весов каждого узла выемочного манипулятора ВМФ-4КН и геометрического положения их центров тяжести. Веса определялись отдельно для каждого узла, затем их суммарное значение проверялось дополнительно контрольным взвешиванием всей машины в сборе. При этом применялись динамометры различной точности на растяжение.

Координатами центров тяжести узлов выемочного манипулятора отмечалось положение, при котором данный элемент находился в положении равновесия при расположении его на опору, обеспечивающую наименьшее сопротивление к повороту относительно этой точки. Затем измерялись расстояния до полученной физической точки равновесия от характерных узлов соединения элемента при сборке, с помощью которых несложно произвести привязку к общей схеме выемочного манипулятора ВМФ-4КН.

С целью сведения до минимума погрешностей определения величин были произведены их контрольные измерения, при которых расположение узла, порядок привязки размеров к глобальной системе координат и т.д. обеспечивали исключение случайных ошибок.

Программа позволяет работать в двух режимах ввода исходных данных:

- 1) при наиболее распространенных значениях весов каждого узла комбайна и их центров тяжести, заданных в программе;
- 2) также позволяет вводить другие значения исходных данных при расчете на устойчивость любых других типов машин.

В исходных данных задаются также пределы изменения углов падения пласта в продольном и поперечном направлениях, углов поворота исполнительного органа в горизонтальной и вертикальной плоскостях. При этом программа предусматривает изменение перечисленных параметров в очень широком диапазоне без ограничения на пределы их

изменения и позволяет пройти заданные пределы с любыми, наперед заданными шагами.

В сервисной части предусмотрена печать заданных исходных данных с целью их повторной проверки, сведения о пределах и шагах изменения независимых параметров, об общем весе выемочного манипулятора.

Исходными данными для ВМФ-4КН были взяты:

- веса, координаты центра тяжести из табл.;
- реакция  $G_{zp}$  при разработке угольного пласта, от 1 т до 3 т;
- угол  $\beta_x$  от 0 до 60° с шагом 5°;
- угол  $\beta_y$  от 0 до 20° с шагом 5°;
- вертикальный угол исполнительного органа изменялся от - 40° до 440° с шагом 10°;
- горизонтальный угол  $\alpha_1$  - от 0 до 360° до обнаружения зоны неустойчивых положений с последующими их уточнениями.

На основе приведенных расчетов можно сделать следующие выводы, что выемочный манипулятор в нерабочем режиме при всех положениях исполнительного органа и сложностях горно-геологических условий находится в устойчивом положении, что полностью обеспечивает монтаж, пробное маневрирование и проверку функционирования всех рабочих узлов. В рабочем режиме при движении коронки исполнительного органа снизу вверх при всех реальных диапазонах изменения углов  $\beta_x, \beta_y$  и  $\alpha_2$  устойчивость ВМФ-4КН обеспечена при значениях угла  $\alpha_1$  от 0 до 55° и от 125° до 180°. Предельный угол крена колеи конвейерной линии около 10°.

#### Список литературы

1. Юрьевич Е.И. Основы робототехники: Учеб. пособие. - 2-е изд. - СПб.: ВХВ-Петербург, 2005. - 286 с.
2. Ермаков Т.Н. Горные машины: Учебник / Т.Н. Ермаков, Т.Н. Бекенов, М.И. Арпабеков // Астана: Фолиант. - ЕНУ им. Л.Н. Гумилева, КАРГТУ, 2005. - 280 с.
3. Ермаков Т.Е. Горные и строительные робототехнологические комплексы: Учебник для вузов / Т.Е. Ермаков, Т.Н. Бекенов, М.И. Арпабеков. - Астана: Фолиант, 2008. - 332 с.
4. Арпабеков М.И. Исследование скорости подачи выемочных манипуляторов с адаптивным программным управлением при различных способах обработки забоя /Материалы междунар. науч.-практ. конф., посвящ. 45-летию ЦИСИ «Современная архитектура, строительство и транспорт: состояние и перспективы и развития». - Астана: ЕНУ им. Л.Н. Гумилева, 2009. - С.355-358.
5. Ермаков Т.Е. Разработка горных робототехнологических комплексов для сложных и чрезвычайных геотехнических ситуаций / Т.Е. Ермаков, Т.Н. Бекенов, М.И. Арпабеков // Актуальные проблемы горно-металлургического комплекса Казахстана: Труды междунар. науч.-практ. конф. - Караганда: КАРГТУ, 2005. - С.35-39.

Получено 19.10.09

---

УДК 622.272

**И.Ю. Быкова, С.Н. Шапошник, Ю.Н. Шапошник**  
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ КРИТЕРИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ  
РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ**

Выбор и обоснование критерия эффективности ресурсосберегающей технологии закладочных работ производим по затратам, определяемым в восьми подсистемах бетонозакладочного комплекса (БЗК).

В аналитическом виде модели основных блоков можно записать следующим образом:

- производство и приобретение компонентов закладочной смеси

$$Z_1 = \sum_{i=1}^{m_1} \left( \sum_{j=1}^{k_1} [Q_{ij}^n (\alpha_{ij} \cdot \alpha_{ij}^n + (1 - \alpha_{ij}) \cdot \beta_{ij}^n)] \right);$$

- доставка компонентов закладочной смеси  $Z_2 = \sum_{i=1}^{m_2} \left[ \sum_{j=1}^{k_2} Q_{ij}^n (\beta_{ij} \cdot \gamma_{ij}^{n1} + (1 - \beta_{ij}) \cdot \gamma_{ij}^{n2}) \right];$

- хранение компонентов закладочной смеси  $Z_3 = \sum_{i=1}^{m_3} \cdot \sum_{j=1}^{k_3} Q_{ij}^n \cdot \delta_{ij}^n;$

- подготовка и перемещение компонентов закладочной смеси  $Z_4 = \sum_{i=1}^{m_4} \cdot \sum_{j=1}^{k_4} Q_{ij}^n \cdot \varepsilon_{ij}^n;$

- приготовление закладочной смеси на БЗК  $Z_5 = \sum_{i=1}^{m_5} \cdot \sum_{j=1}^{k_5} Q_{ij}^n \cdot \tau_{ij}^n;$

- транспортирование закладочной смеси  $Z_6 = \sum_{i=1}^{m_6} Q_{ij}^n \cdot \sum_{j=1}^{k_6} \eta_{ij} \cdot Z_{ij},$

где  $Z_{ij}$  - затраты на  $i$ -й вид транспортирования;

- способ и схемы возведения закладочного массива  $Z_7 = \sum_{i=1}^{m_7} \sum_{j=1}^{k_7} Q_{ij}^n \cdot \mu_{ij} \cdot Z_{ij}^n;$

- изоляция отработанных камер  $Z_8 = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}],$

где  $m = \sum_{e=1}^8 m_e$ ;  $k = \sum_{c=1}^8 m_c$ ;  $Z \rightarrow \min$ .

В качестве критерия оптимизации можно выбрать минимизацию приведенных затрат или показатель рентабельности использования финансовых ресурсов.

Критерий оптимизации схемы закладочных работ по приведенным затратам можно записать в следующем виде:

$$Z = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}] \rightarrow \min, Q_U^n(\mu_j).$$

Если в качестве критерия оптимизации выбрать показатель рентабельности использования финансовых ресурсов, то выражение будет иметь следующий вид:

$$IR = \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max, Q_U^n(\mu_j).$$

К технологическим ограничениям в первую очередь относится плановая производительность БЗК. Фактическая производительность БЗК должна быть не меньше плановой  $Q_{\text{БЗК}}^{\text{пл}} \leq Q_{\text{БЗК}}^{\text{ф}}$ . Все  $Q_U^n(\mu_j)$ ,  $\mu_j \in M_{\delta}(G)$ .

Фактическая прочность сформированного закладочного массива должна соответствовать нормативной прочности закладки, при этом сроки твердения закладки не должны превышать плановые  $R_{\text{ф}}(\mu_j) \geq R_n$ ,  $t_{\text{ТВ}}^{\text{ф}} \leq t_{\text{ТВ}}^n$ .

Реологические свойства закладочной смеси должны позволять подавать закладку в пустоты отработанных камер в выбранном режиме (самотечном, самотечно-принудительном или с помощью технологического оборудования). При этом горнорудное предприятие должно располагать необходимым технологическим оборудованием.

Экологические ограничения выразим также в денежном выражении, численное значение которых также должно стремиться к минимуму при условии удовлетворения технологических ограничений  $Z_{\text{экол}}^{\text{ф}} \rightarrow \min$ .

Выбор и обоснование критерия эффективности ресурсосберегающей технологии закладочных работ позволит горнорудным предприятиям выбирать наиболее рациональные составы закладочных смесей, схему приготовления и способы транспортирования закладки для конкретных горно-технологических условий.

Если в качестве критерия оптимизации взять приведенные затраты, то оптимизационную модель рациональной схемы закладочных работ можно записать в следующем виде:

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}] \rightarrow \min; \\ Q_{ij}^{n_{\text{н}}} \leq Q_{ij}^{n_{\text{ф}}}; \\ R_{\text{ф}} \leq R_n; \\ t_{\text{мв}}^{n_{\text{л}}} \leq t_{\text{мв}}^{\text{ф}}; \\ \lambda_{ij} \in [0, 1; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}] \\ \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \\ Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}. \end{cases}$$

Если в качестве критерия оптимальности взять индекс рентабельности  $IR$ , то оптимизационную модель можно представить в следующем виде:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ Q_{ij}^{n_{\pi}} \leq Q_{ij}^{n_{\phi}}; \\ R_{\phi} \leq R_{\pi}; \\ t_{m\phi}^{n_{\pi}} \leq t_{m\phi}^{\phi}; \\ \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \\ Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ C_{ij} > 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}, \end{array} \right.$$

где  $C_{ij}$  - себестоимость реализации  $i$ -й руды от  $j$ -й технологии.

Однако часто встает вопрос, что нужно в качестве критерия выбирать не только показатель рентабельности, но и показатель затратности одновременно, то есть рассматривать задачу:

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}] \rightarrow \min; \\ \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ Q_{ij}^{n_{\pi}} \leq Q_{ij}^{n_{\phi}}; \\ R_{\phi} \leq R_{\pi}; \\ t_{m\phi}^{n_{\pi}} \leq t_{m\phi}^{\phi}; \\ \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \\ Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}. \quad C_{ij} \geq 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}. \end{array} \right.$$

Получили двучелевую задачу оптимизации. Для решения данной задачи необходимо свести ее к одноцелевой. Для этого в теории решений используют ряд сверток. Однако чтобы свернуть цели, их нужно привести к одинаковой размерности, например к безразмерным величинам.

Для этого преобразуем функционал приведенных затрат следующим образом: введем значения нормативных затрат.

$$Z_{\text{норм}} = \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \hat{\psi}_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \hat{b}_{ij}],$$

где  $\hat{\psi}_{ij}^n$ ,  $\hat{b}_{ij}$  - показатели затрат по нормативным документам.

С учетом введенного выражения приведем целевой функционал затрат к безразмерной величине, то есть:

$$\frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \hat{b}_{ij}] - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}$$

Тогда оптимизационную модель можно записать в следующем виде:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n [\lambda_{ij} \cdot \hat{\psi}_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \hat{b}_{ij}] - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ Q_{ij}^{n_{\lambda}} \leq Q_{ij}^{n_{\phi}}; R_{\phi} \leq R_n; t_{m\phi}^{n_{\lambda}} \leq t_{m\phi}^{\phi}; \\ \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ C_{ij} \geq 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}; \\ Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}. \end{array} \right.$$

Для реализации оптимизационной задачи с учетом полученных двух критериев в качестве метода агрегирования целевых условий воспользуемся несколькими видами свертки: методом равномерной оптимизации, методом справедливого компромисса, методом линейной свертки критерия, методом главного критерия.

Используя в качестве метода агрегирования целевых функционалов критерий равномерной оптимизации, получим следующую модель:



$$\left\{ \begin{aligned} & \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \widehat{\psi}_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \widehat{b}_{ij}] - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} + \\ & + \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ & Q_{ij}^{n_{\alpha}} \leq Q_{ij}^{n_{\phi}}; R_{\phi} \leq R_{\alpha}; t_{m\phi}^{n_{\alpha}} \leq t_{m\phi}^{\phi}; \\ & \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ & C_{ij} \geq 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}; \\ & Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}. \end{aligned} \right.$$

Если в качестве критерия агрегирования выбрать метод справедливого компромисса, то модель примет вид:

$$\left\{ \begin{aligned} & \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \widehat{\psi}_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \widehat{b}_{ij}] - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \times \\ & \times \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ & Q_{ij}^{n_{\alpha}} \leq Q_{ij}^{n_{\phi}}; R_{\phi} \leq R_{\alpha}; t_{m\phi}^{n_{\alpha}} \leq t_{m\phi}^{\phi}; \\ & \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ & C_{ij} \geq 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}; \\ & Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}. \end{aligned} \right.$$

Выберем в качестве правила агрегирования целевых функционалов линейную свертку критериев. Тогда задача будет записана следующим образом:

$$\left\{ \begin{aligned} & \nu \cdot \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \widehat{\psi}_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \widehat{b}_{ij}] - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} + \\ & + (1 - \nu) \cdot \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ & \nu \in [0, 1]; Q_{ij}^{n_{ns}} \leq Q_{ij}^{n_{\phi}}; R_{\phi} \leq R_n; t_{m\phi}^{n_{\phi}} \leq t_{m\phi}^{\phi}; \\ & \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ & C_{ij} \geq 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}; \\ & Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}. \end{aligned} \right.$$

Если в качестве агрегирующего правила выбрать метод агрегирования главного критерия, то рассматриваемая задача примет следующий вид:

- для критерия приведенных затрат

$$\left\{ \begin{aligned} & \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \widehat{\psi}_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \widehat{b}_{ij}] - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ & \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \leq 1; \\ & Q_{ij}^{n_{ns}} \leq Q_{ij}^{n_{\phi}}; R_{\phi} \leq R_n; t_{m\phi}^{n_{\phi}} \leq t_{m\phi}^{\phi}; \\ & \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ & C_{ij} \geq 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}; \\ & Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \end{aligned} \right.$$

- для критерия индекса рентабельности

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\sum_{i=1}^{\theta} \sum_{j=1}^{\rho} C_{ij} \cdot Q_{ij}^n - \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]}{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}]} \rightarrow \max; \\ \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \cdot [\lambda_{ij} \cdot \psi_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot b_{ij}] \leq \sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^k Q_{ij}^n \left[ \lambda_{ij} \hat{\psi}_{ij}^n + (1 - \lambda_{ij}) \cdot \hat{b}_{ij} \right]; \\ Q_{ij}^{n_{\text{н}}} \leq Q_{ij}^{n_{\text{ф}}}; R_{\phi} \leq R_{\text{н}}; t_{\text{мс}}^{n_{\text{н}}} \leq t_{\text{мс}}^{\phi}; \\ \sum_{i=1}^m \lambda_i = 1; \lambda_{ij} \in [0, 1]; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}; \\ C_{ij} \geq 0; i = \overline{1, \theta}; j = \overline{1, \rho}; \\ Q_{ij}^n \geq 0; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, k}. \end{array} \right.$$

На основании проведенных расчетов можно сделать вывод, что полученные модели позволяют при различных весах целевых функционалов и различных вариациях параметров моделей получать наилучшие технологические параметры закладочных работ.

Принятие решения также возможно по компромиссному критерию [1]:

$$J = \frac{J_1(\mu_j) - J_j(\mu_o)}{j_j(\mu_o)} + \frac{J_2(\mu_o) - J_2(\mu_j)}{J_2(\mu_o)} \rightarrow \min.$$

Критерий требует минимального относительного проигрыша при принятии решения для критериев  $J_1$  и  $J_2$  при условии их равноправия, т.е.  $\lambda(J_1) = 0,5$  и  $\lambda(J_2) = 0,5$ .

В дальнейшем для расчетов нами была использована эта стратегия, которая обеспечила результаты с максимальной экономической эффективностью. Технология ведения всех процессов при закладке выработанного пространства была рассмотрена с позиции теории математического моделирования больших систем [2].

В результате целенаправленного перебора путей на графе установлены рациональные составы закладочной смеси:

- для условий Малеевского рудника ТОО «Казцинк»: цемент М-400 - 55 кг/м<sup>3</sup>; граншлак молотый, класс - 0,08 - 120 кг/м<sup>3</sup>; граншлак молотый, класс +0,08 - 120 кг/м<sup>3</sup>; пески отвалыные + 2,5 - 470 кг/м<sup>3</sup>; легкая фракция + 2,5 - 705 кг/м<sup>3</sup>; шахтная вода - 440 кг/м<sup>3</sup>, добавка пластификатора Pozzolith MR 55 - 1,0 кг/м<sup>3</sup>;

- для условий Риддер-Сокольного рудника: цемент М-400 - 135 кг/м<sup>3</sup>, хвосты текущие - 1195 кг/м<sup>3</sup>, вода - 490 кг/м<sup>3</sup>, добавка пластификатора Pozzolith MR 55 - 1,0 кг/м<sup>3</sup>.

Результаты лабораторных и опытно-промышленных исследований образцов-кубов закладочного массива из рекомендуемых составов смеси показали улучшение реологических свойств закладочных смесей при сохранении прочностных характеристик закладки.

Экономический эффект от использования рекомендаций по результатам исследований для Малеевского и Риддер-Сокольного рудников ТОО «Казцинк» составляет более 60 млн тенге в год.

Список литературы

1. Рогов Е.И. Математическое моделирование в горном деле / Е.И. Рогов, В.Г. Языков, А.Е. Рогов. – Алматы: Lem, 2002. – 214 с.
2. Рогов А.Е. Имитационное математическое моделирование. – Алматы, 2007. – 96 с.

Получено 12.10.09

УДК 553.411 + 549.2 + 549.3

**О. Д. Гавриленко**

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

#### УЛЬТРАДИСПЕРСНОЕ ЗОЛОТО В БЕНТОНИТОВЫХ ГЛИНАХ ТАРБАГАТАЯ

Сегодня вопросы материаловедения и наноматериалов занимают важное место в сфере научных исследований многих стран. Это передний край науки, который сулит повышение качества жизни людей, национальную безопасность и поддержание высоких темпов экономического роста в странах, уделяющих внимание данным научным направлениям. Однако основные исследования по этой проблеме в основном сконцентрированы на получении искусственных микро- и наноматериалов путем диспергирования или преобразования в автоклавах и специальных установках макрокомпонентов. В то же время совершенно мало уделяется внимания природным микро- и нанообъектам, которые составляют основу минерального мира. Вопросы использования природных микро- и наноминералов, их извлечения сегодня практически не обсуждаются. В то же время по данным многочисленных исследований именно микро- и наноминералы теряются в процессе добычи обогащения полезных ископаемых, рассеиваясь в окружающей среде вокруг рудников, обогатительных фабрик и металлургических комбинатов, загрязняя окружающую среду. Изучение их нахождения в природной среде, а также техногенных отходах позволит решить многие экологические проблемы и технологические вопросы, связанные с повышением извлекаемости ценных компонентов. На сегодняшний день важно изучить, какую же часть в природном веществе составляют микро- и наноминералы, каково их взаимоотношение с макроиндивидами.

Данными проблемами в настоящее время занимается группа исследователей в лаборатории инженерного профиля «ИРГЕТАС» в ВКГТУ им. Д. Серикбаева.

Одним из объектов, в котором минеральное вещество находится в ультрадисперсном состоянии, являются бентонитовые глины. Гранулометрический состав бентонитовых глин колеблется в широких пределах и, как правило, составляет менее 1 мм. Большая же часть минеральных частиц приходится на фракцию 0,002 мм и меньше [1]. Благодаря этим особенностям бентонитовые или монтмориллонитовые глины обладают высокой удельной поверхностью, гидрофильными, сорбционными, каталитическими свойствами, подвижностью обменных катионов, большой связующей способностью и способностью образовывать тиксотропные пасты и суспензии, что ставит их в разряд технологически перспективных материалов.

В начале 60-х годов прошлого столетия в Восточном Казахстане была открыта группа Манракских месторождений бентонитов в южном Призайсанье, слагающих отложения северозайсанской свиты. Общая мощность этих глинистых отложений без учета мощностей базальных горизонтов песчаников и конгломератов колеблется в пределах от 2,3 до 51,5 м, составляя в среднем 20 м. Они подразделяются на 17 горизонтов.

Наибольшую ценность представляют три горизонта бентонитовых глин, 14, 13, 12 и 11 кремнисто-опаловидный горизонт, относящихся к позднедатскому возрасту. Средняя мощность продуктивной зоны, как правило, превышает 5 м при колебаниях от 0,1 до 14 м.

*Литологический горизонт 14* представлен плотным вязким глиноподобным бентонитом (нижняя пачка) серого и зеленовато-серого цвета, с прослоями, обогащенными крупнозернистым полевошпатово-кварцевым песком, иногда мелкими обломками белых опаловидных пород. Средняя мощность слоя 4,0 м.

Бентонит нижней пачки по сравнению с глинами других горизонтов макроскопически более однороден, более плотный, твердый, характеризуется меньшей изменчивостью цвета, по падению, простиранию и по мощности. Однако здесь часто наблюдаются примеси крупнозернистого песка и обломки опаловидной породы, неравномерно распределенные, в нижней части горизонта или сосредоточенные в небольшие линзообразные прослойки.

В обнажениях и горных выработках наблюдаются хорошо выраженные многочисленные небольшие беспорядочно ориентированные зеркала скольжения, разбивающие массив на мелкие куски и глыбы.

*Литологический горизонт 13* состоит из очень плотной вязкой глины пятнистого серовато-зеленого и серого цвета с редкими красно-бурыми и буровато-фиолетовыми пятнами ожелезнения. Контакт с нижней пачкой бентонита расплывчатый. Средняя мощность горизонта 1,5 м. Горизонт пятнистых глин характеризуется значительно меньшей мощностью и относительно лучшей выдержанностью, содержит незначительное количество пятен ожелезнения, размер их часто не превышает 3-5 см, окраска их обычно бледная, границы расплывчатые.

*Литологический горизонт 12* - это прекрасный восковидный бентонит розового, бледно-розового, светло-серого и зеленовато-голубого цвета, плотный, хрупкий, представляющий наибольший промышленный интерес. Горизонт восковидного бентонита представлен маломощным 0,2-0,6 м, невыдержанным, часто выклинивающимися прослойками. Средняя мощность горизонта 0,4 м. Минеральный состав бентонитов на 87,9-97,2 % монтмориллонитовый с примесью галлуазита и метагаллуазита, гидрослюд (преимущественно иллита), каолинита.

*Литологический горизонт 11* представлен опаловидной кремнисто-карбонатно-глинистой породой белого цвета. Средняя мощность 0,7 м.

Бентониты вышеописанных горизонтов обладают высокими технологическими свойствами, равноценными эталону греческого бентонита острова Милос. Свойства плиоценовых глин 5-10 горизонтов сходны с вышеописанным бентонитом, но они более низкого качества, хотя и представляют определенный промышленный интерес. Эти глины характеризуются высокой обменной способностью, по составу катионов в обменном комплексе относятся к щелочноземельным.

На основании рентгеновского фазового анализа (аналитик Б.М. Капланбеков) установлено, что данные глины в основном состоят из монтмориллонита, иллита, низкого кварца, кристобаллита. В качестве второстепенных минералов присутствуют цеолиты, сульфаты, плагиоклазы и пироксены.

Наряду с основными минералами определенный интерес представляют акцессории, по профилю которых можно судить о генезисе глин. В ряде случаев их содержание может достигать промышленного значения, представляющего коммерческий интерес. Среди та-

ких минералов в первую очередь необходимо выделить золото.

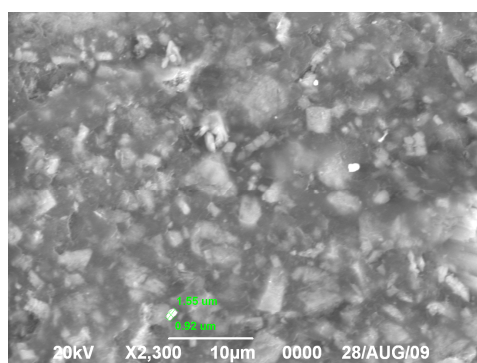
По данным, полученным в результате анализа проб бентонитовых глин 10, 13 и 14 горизонтов (аналитик С.Н. Полежаев) методами масс-спектропии с индуктивно-связанной плазмой, в них установлено повышенное содержание золота (табл.1). Его наиболее высокие содержания приурочены к 14 горизонту, что вероятно обусловлено запесоченностью этих глин.

Таблица 1  
*Особенности распределения золота в бентонитовых глинах Тарбагатая*

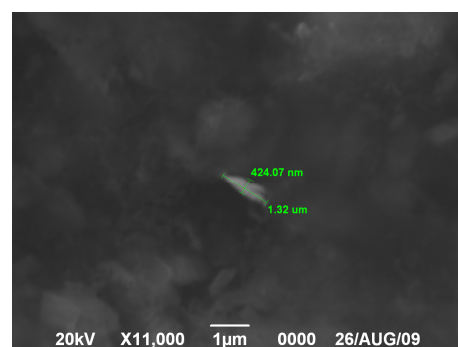
№ п/п.	Разновидность глины	Горизонт	Среднее содержание золота, г/т		
			Мин.	Макс.	Ср.
1	Бентонит восковидный розовый	10	0,34	0,4	0,37
2	Глина зеленовато-серая и буровато-красная, пятнистой текстуры	13	0,1	0,46	0,26
3	Глина серая, вязкая, в нижних горизонтах запесоченная	14	0,35	1,3	0,71

Дополнительные исследования с помощью растрового электронного микроскопа (аналитик А.Б. Садиев) позволили выявить присутствие в бентонитовых глинах Манракских месторождений микро- и наноиндивидов медистого золота.

Золото из глин 10 горизонта преимущественно имеет микроразмеры и представлено удлиненными пластинчатыми, реже крючковатыми разностями (рис. 1). Его длина достигает 1-2 микрона при ширине от 400 нм до 1 микрона.



а



б

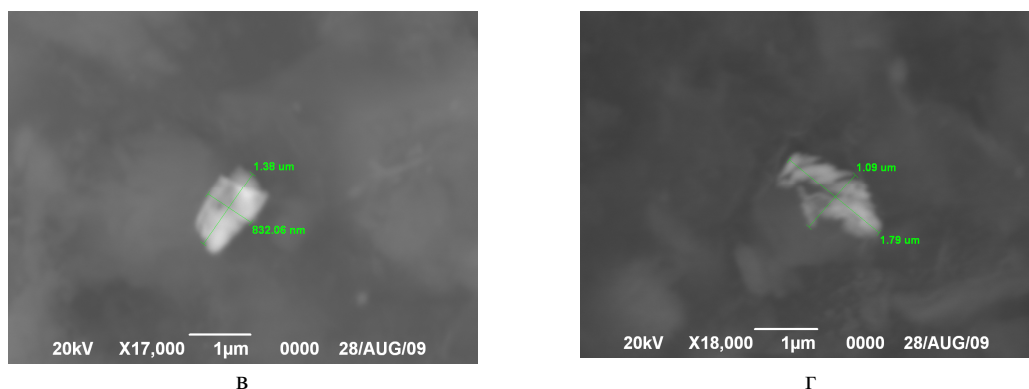


Рисунок 1 - Микрозолото в бентонитовых глинах 10 горизонта:  
а – индивид 1; б – индивид 2; в – индивид 3; г– индивид 4

Данные химического состава (табл. 2, 3), указывающие на избыток меди, позволяют предположить, что эти индивиды соответствуют двум фазам соединения Курнакова: купроауриду (61,8 - 65,6 ат. %) и аурикуприду (34,4 - 38,2 ат. %). Отмечается незначительная примесь серебра, которая по всей вероятности содержится в купроауриде, что выражается эмпирической формулой  $\text{Cu}(\text{Au}_{(0,87-0,95)}, \text{Ag}_{(0,05-0,13)})$ . Наряду с серебрясодержащим золотом установлены и чисто медистые разновидности. Это, как правило, более крупные индивиды, характеризующиеся невыдержанностью состава в пределах одного зерна.

Таблица 2

*Химический и фазовый состав медистого золота из бентонитовых глин 10 горизонта*

Компоненты	Индивид 1	Индивид 2	Индивид 3	Индивид 4, спектр 2	Индивид 4, спектр 3
Cu (мас. %)	32,14	31,80	33,23	30,02	35,93
Ag (мас. %)	3,03	1,63	3,85	-	-
Au (мас. %)	64,83	66,57	62,91	69,98	64,07
Итого	100	100	100	100	100
Аурикуприд (ат. %)	34,5	34,4	38,2	28,3	53,9
Купроаурид (ат. %)	65,5	65,6	61,8	71,7	46,1

В 13 горизонте золото по сравнению с вышележащим 10 горизонтом, встречается довольно редко и представлено в основном крючковой разновидью, размером несколько сот нанометров (рис. 2). По своему химическому составу (табл. 3) оно так же, как и в 10 горизонте соответствует медистому золоту, состоящему из купроаурида (64,7 ат.%) и аурикуприда (35,3 ат.%), и отличается лишь более высоким содержанием серебра, входящего, как и в медистом золоте из 10 горизонта, в состав купроаурида, что можно выразить эмпирической формулой  $\text{Cu}(\text{Au}_{0,81}\text{Ag}_{0,19})$ .

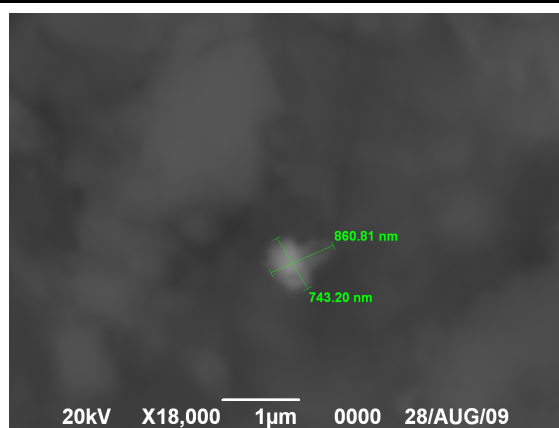


Рисунок 2 - Наноиндивид золота из 13 горизонта бентонитовых глин

Таблица 3

*Химический состав (мас. %) медистого золота из бентонитовых глин  
13 и 14 горизонтов*

Компоненты	Индивид 1 13 горизонт	Индивид 1 14 горизонт	Индивид 2 14 горизонт
Cu (мас. %)	33,06	27,63	32,89
Ag (мас. %)	5,81	5,60	2,53
Au (мас. %)	61,13	66,76	64,58
Итого	100	100	100
Аурикуприд (ат. %)	35,3	10,7	38,3
Купроаурид (ат. %)	64,7	89,3	61,7

Золото из глин 14 горизонта представлено наноиндивидами, имеющими размер в несколько сот нанометров (рис. 3). Морфологически это удлиненные нанопластины и нанопроволоки. По своему химическому составу (табл. 3) оно также состоит из двух фаз купроаурида (61,7-89,3 ат. %) и аурикуприда (10,7-38,3 ат.%) и характеризуется наличием примеси серебра. Серебро, как и в медистом золоте из вышележащих горизонтов, вероятнее всего входит в состав купроаурида, что может быть выражено эмпирической формулой  $Cu(Au_{(0,86-0,91)}, Ag_{(0,09-0,14)})$ .



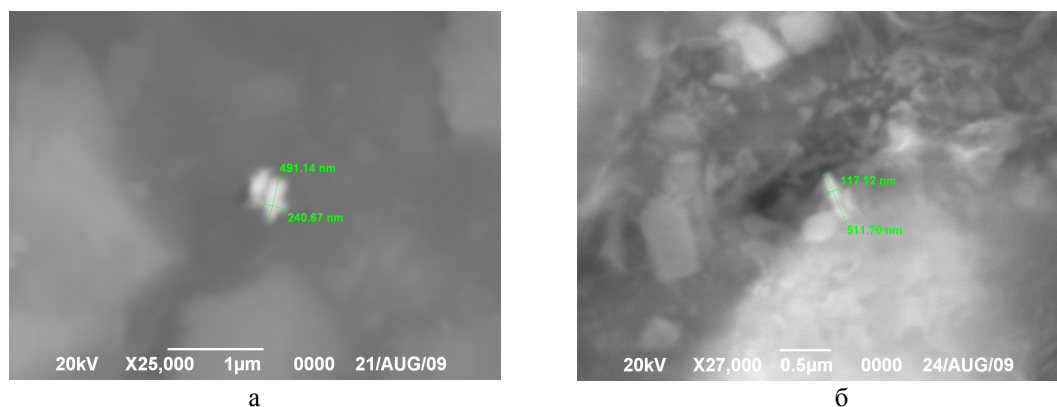


Рисунок 3 - Наноиндивиды золота из 14 горизонта бентонитовых глин:  
а – индивид 1; б – индивид 2

Необходимо отметить, что медистое золото в бентонитовых глинах установлено впервые. Как отмечено Э.М.Спиридоновым и П.А.Плетневым, большая часть проявлений и месторождений медистого золота связана с измененными ультраосновными породами. Так, минералы группы медистого золота в акцессорных количествах широко распространены в серпентинизированных гипербазитах, а также разнообразных базит-гипербазитовых комплексах в ассоциации с минералами платиноидов. В заметных количествах они наблюдаются в пегматоидных гортонолитовых дунитах трубки Моихук Бушвелдского плутона в ассоциации с сульфидами Cu-Fe-Ni и платиноидами, в верхних горизонтах плутона Скэргаард; с электрумом и платиноидами в поздних ассоциациях минералов магматических сульфидных Fe-Cu-Ni руд Норильска-Талнаха, Инсизвы и иных месторождений. Зачастую здесь минералы группы медистого золота содержат от первых до 10 мас. % Pd, реже примесь Pt.

Минералы системы Cu-Au изредка встречаются в лиственитизированных скарново-магнетитовых рудах с медно-пирротиновой минерализацией - Янгикан (Средняя Азия) и Ниппо (Япония); в гидротермальных арсенидных Ni-Co месторождениях в хромитах, среди серпентинизированных перидотитов с наложенной Au-Se минерализацией – Бени-Бушера, Бу-Аззер, Марокко; в акцессорных количествах широко развиты в серпентинизированных гипербазитах [2].

Однако промышленные месторождения с минералами группы медистого золота крайне редки. Среди них наиболее известно месторождение Золотая Гора (Карабашское), на Урале, где промышленные рудные тела контролируются дайкообразными телами родингитов. Также минералы системы Cu-Au распространены в гидротермальных месторождениях Au среди измененных перидотитов - окрестности Генуи, на месторождениях Мелентьевское (Урал), Танкаваара (Финляндия) и среди гидротермально-измененных коматитов – Кэпп-Эдисон (Канада) [2].

В экзогенных объектах минералы системы Cu-Au развиты в зоне выветривания гидротермальных золото-теллуридных месторождений как продукты окисления плюмботеллуридов золота-меди(-железа) группы билибинскита и в россыпях ближнего сноса [2].

Бентонитовые или монтмориллонитовые глины Тарбагатая представляются как новый тип золотосодержащих кор выветривания, локализующихся на стыке Жарма-Саурского террейна и Чарско-Западно-Калбинской сутуры [3], в пределах которых выделены Запад-

но-Калбинская, Чарско-Зимунайская, Жарма-Саур-Харатунгская и Сирекетас-Сарсазан-Кобукская [4, 5] минералогические зоны [6]. Манракская группа месторождений бентонитовых глин локализуется непосредственно в пределах Жарма-Саур-Харатунгской зоны, в которой широко развиты интрузивные тела габбро-норит-диорит-диабазовой формации (аргимбайский и максутский комплексы), геохимически специализированных на Co, Ni, Cu, Zn, Pb, Au, Zr, Ti. С основными дериватами данной формации связано медно-никелевое и титановое оруденение, а со средними – золотое. В пределах данной минералогической зоны известны два крупных медно-никелевых месторождения (Максут и Харатынга), руды которых в качестве попутных компонентов содержат Pt, Au, Ag, Co, Se, Te. На северо-западе Синьцзян-Уйгурского автономного округа, на продолжении геологических структур Жарма-Саура известны находки медистого золота в виде тетраурикуприда [7]. Данный минерал был найден в измененных ультраосновных породах, залегающих в виде штока недалеко от озера Манас в верхней части реки Квингшуи (Qingshui), примерно в 30 км к востоку от г. Шихэцзы. Тетраурикуприд ассоциирует с медьсодержащей сульфидной минерализацией, золотом, серебром, хромитом, цирконом в серпентизированных ультраосновных породах. По всей вероятности именно подобные объекты были подвержены выветриванию и явились источниками золота в бентонитовых глинах Тарбагатая.

В связи с установленным присутствием золота в бентонитовых глинах представляется рациональным провести переоценку на предмет выявления золотого оруденения в корях выветривания бентонитового профиля. По данным М.М. Кравченко [1], на территории Восточного Казахстана зафиксированы и в различной степени изучены 33 проявления и месторождения бентонитов, большая часть которых приурочена к северным и северо-восточным отрогам горной системы Тарбагатая, межгорным депрессиям р. Калбы и гор Семейтау.

Среди месторождений бентонитов выделены остаточные и переотложенные типы. Первые связаны с корой выветривания по нижнепермским вулканогенно-осадочным и угленосным отложениям, или по осадочным породам карбонового возраста. Вторые приурочены к отложениям неогеновой системы и верхнего мела — палеогена. Источником накопления осадков верхнего мела и палеоцена послужили продукты мезозойской коры выветривания монтмориллонитового профиля по породам нижней перми, по существу без значительного пространственного разрыва между областями сноса и накопления [1]. Это позволяет считать перспективным на золотоносность оба типа бентонитовых глин.

Но несмотря на то, что медистое золото было установлено в переотложенных глинах, более перспективными на обнаружение золотых месторождений являются остаточные глины. В них могут сохраниться зоны вторичного обогащения, с довольно высокими концентрациями золота, подобно таким месторождениям, как Суздальское, Максуд, Жанан и др.

Безусловно, ультрадисперсное состояние золота в таких объектах потребует нестандартных технологий добычи и обогащения данного вида полезных ископаемых.

Работа выполнена в рамках гранта по бюджетной программе 055 «Фундаментальные и прикладные научные исследования», по программе 5: «Научные основы решения современных проблем восполнения, оценки и освоения минеральных и водных ресурсов, обеспечения устойчивого развития геолого-географических систем и предупреждения природных и техногенных опасностей» – проект 5.1.1-120.

Список литературы

1. Кравченко М.М. Бентонитовые глины // В кн. Геология СССР. – М.: Недра, 1974. – Т. XII. – 396 с.
2. Спиридонов Э.М. Месторождение медистого золота Золотая гора (О «золотородингитовой» формации) / Э.М. Спиридонов, П.А. Плетнев. – М.: Научный мир, 2002. – 220 с.
3. Мочалкина Л.Н. Жарма-Саурский террейн (Магматизм и рудоносность). – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2005. – 80 с.
4. Большой Алтай: (геология и металлогения): В 3 кн. / Г.Н. Щерба, Б.А. Дьячков, Н.И. Стучевский и др. – Алматы: Гылым, 1998. – Кн. 1: Геологическое строение. – 304 с.
5. Большой Алтай: (геология и металлогения): В 3 кн. / Г.Н. Щерба, Б.А. Дьячков, Х.А. Беспяев и др. – Алматы: РИО ВАК РК, 2000. – Кн. 1: Металлогения. – 400 с.
6. Гавриленко О.Д. Типоморфизм минералов и минералогическое картирование при поисках и оценке редкометалльных объектов Восточного Казахстана: Автореф. дис. ... канд. геол.-мин. наук. – Усть-Каменогорск, 2005. – 22 с.
7. [www.mindat.org](http://www.mindat.org)

Получено 20.10.09

УДК 621.762

**А.В. Горбушин**

ТОО НПО «УМЗ-Инжиниринг», г. Усть-Каменогорск

**Б.В. Сырнев**

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**Ю.Г. Русин, Г.М. Шевченко**

АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕГЛАМЕНТА ФОРМОВАНИЯ  
НА КАЧЕСТВО ИЗДЕЛИЙ ИЗ ДИОКСИДА УРАНА  
Часть 2**

Формование «таблеток» ядерного горючего из порошка диоксида урана осуществляется двухсторонним прессованием в жестких пресс-формах (рис. 1). При выталкивании из пресс-формы готовой прессовки образуются кольцевые поперечные трещины на образующей поверхности цилиндрической прессовки (рис. 2).

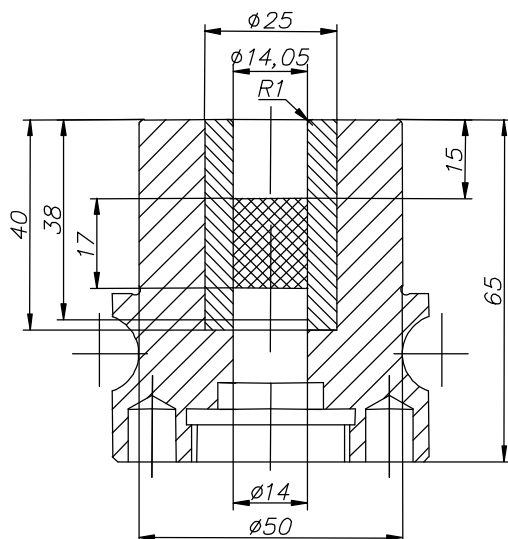


Рисунок 1 – Пресс-форма для формирования «таблеток» ядерного горючего



Рисунок 2 – Поверхностные трещины на прессовке после выталкивания

Цель работы состояла в исследовании напряженно-деформированного состояния прессовки при выталкивании из матрицы и разработке на этой основе оптимального регламента формования.

Анализ напряженного состояния прессовки при выталкивании, проведенный с использованием метода линий скольжения, показал, что после снятия давления прессовка находится под действием остаточного бокового давления со стороны боковых стенок матрицы, которое может быть рассчитано по формуле:

$$P_{ост} = P_{бок} \cdot \frac{V_n - V_{n.разг}}{V_n - V_{nn}},$$

где  $V_{nn}$  - объем прессовки в момент прессования,  $V_{n.разг}$  - объем прессовки после разгрузки давления прессования,  $V_n$  - объем прессовки в свободном состоянии.

В момент «выхода» прессовки из матрицы ее напряженное состояние меняется: происходит упругая разгрузка (упругое последствие) верхней части прессовки, в результате которой в опасной точке А возникают сдвиговые радиальные напряжения и сжимающее напряжение от изгибающего момента (рис. 3).

Теоретически сложно рассчитать напряженное состояние в точке А, чтобы разработать предложения по регламенту выпрессовки без растрескивания. В работе использовалась экспериментально-аналитическая методика, которая состояла в том, что оценивалось положение вершин трещин в прессовке после выталкивания (рис. 4) и рассчитывались условия разгрузки прессовки при выталкивании, не допускающие возникновения напряженного состояния, параметры которого соизмеримы с действующими в вершине трещины.

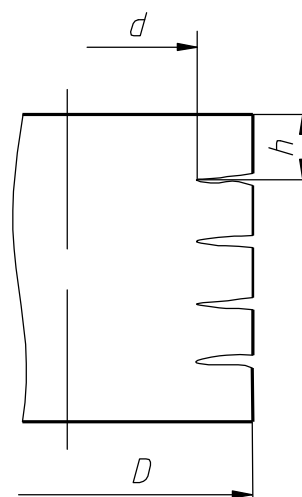
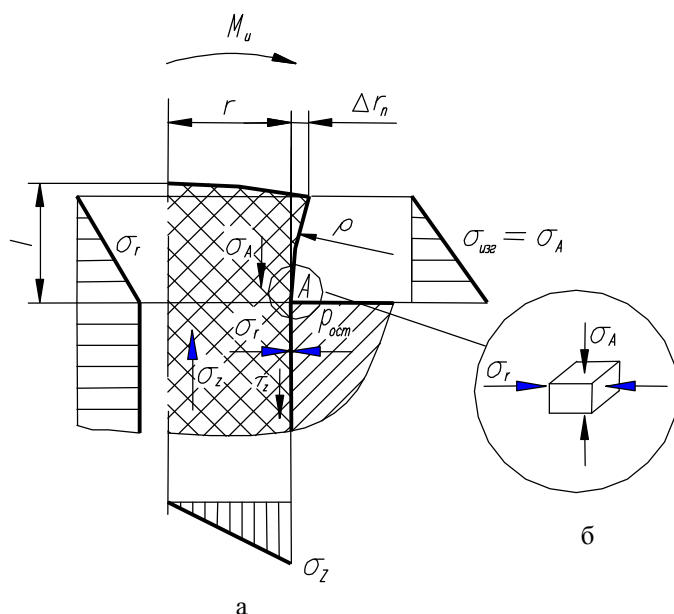


Рисунок 3 – Схема напряженного состояния в прессовке при выталкивании из матрицы; *а* – продольное сечение прессовки и эпюры напряжений; *б* – схема действия напряжений в элементарной ячейке в точке А

Рисунок 4 – Параметры вершин трещин в прессовке после упругой разгрузки при выталкивании

Анализ результатов контрольных экспериментов показывает, что расстояние между трещинами и их глубина в прессовке изменяются в зависимости от давления прессования: с увеличением давления прессования ( $p$ ) уменьшается расстояние между трещинами ( $h$ ), увеличивается их глубина  $(D-d)/2$ , а также прочность спрессованного порошка диоксида урана (табл. 1).

Обоснование оптимального профиля внутренней полости матрицы состояло в том, чтобы при выталкивании стенки матрицы ограничивали упругое расширение прессовки до размеров, при которых напряженное состояние в опасной точке А (рис. 3) не превышало критических значений, соответствующих моменту зарождения трещины ( $h, d/D$ ):

$$\Delta R_{np} = \frac{d}{D} \cdot \Delta R_{упр},$$

где  $\Delta R_{np}$  – предельное упругое диаметральное расширение порошкового тела при заданном давлении прессования, превышение которого может привести к трещинообразованию,  $\Delta R_{упр}$  – упругое расширение прессовки до свободного состояния.

Таблица 1

*Прочностные характеристики прессовок и параметры «расслойных» трещин в зависимости от давления прессования таблеток из порошков диоксида урана с поливиниловым спиртом в качестве связки*

Наименование	Давление прессования, МПа					
	100	150	200	300	400	500

Напряжение разрушения прессовки $\tau_{разр}$ , МПа	4,71	5,88	6,75	7,69	8,06	8,24
Диаметральное упругое расширение, $\Delta R_{упр}$ , %	0,78	0,89	0,99	1,09	1,18	1,21
Среднее расстояние между трещинами $h$ , мм	3,25	2,60	2,06	1,70	1,49	1,48
Отношение $d/D$	0,5	0,48	0,47	0,42	0,33	0,16

По результатам численных исследований построена номограмма, позволяющая обосновать профиль зоны выталкивания матрицы в зависимости от давления прессования (рис. 5). Задаваясь давлением прессования порошков диоксида урана, определяют параметр глубины трещины ( $d/D$ ), далее - допустимое упругое расширение прессовки  $\Delta R_{упр}$  и потом – допустимую высоту выталкивания ( $h$ ). При этом на шкале давления ( $p$ , МПа) определяется, какому давлению прессования соответствует оставшееся боковое напряжение. В результате получаем размеры первой разгрузочной полости ( $h$ ,  $D_1/2 = \Delta R_{упр}$ ): 0,013 и 1,48 мм, соответственно. Далее цикл построения повторяется до полной разгрузки прессовки. В результате может быть построен профиль зоны выталкивания матрицы, обеспечивающий выталкивание прессовки без образования трещин (рис. 6). Данный профиль целесообразно «сгладить» прямой линией, образующей конусную поверхность, характеризующую общей высотой выталкивания  $H$  и углом наклона конусной поверхности ( $\alpha$ ).

По результатам экспериментально-аналитических исследований может быть построена зависимость параметров матричной зоны выталкивания от давления прессования (рис. 7).

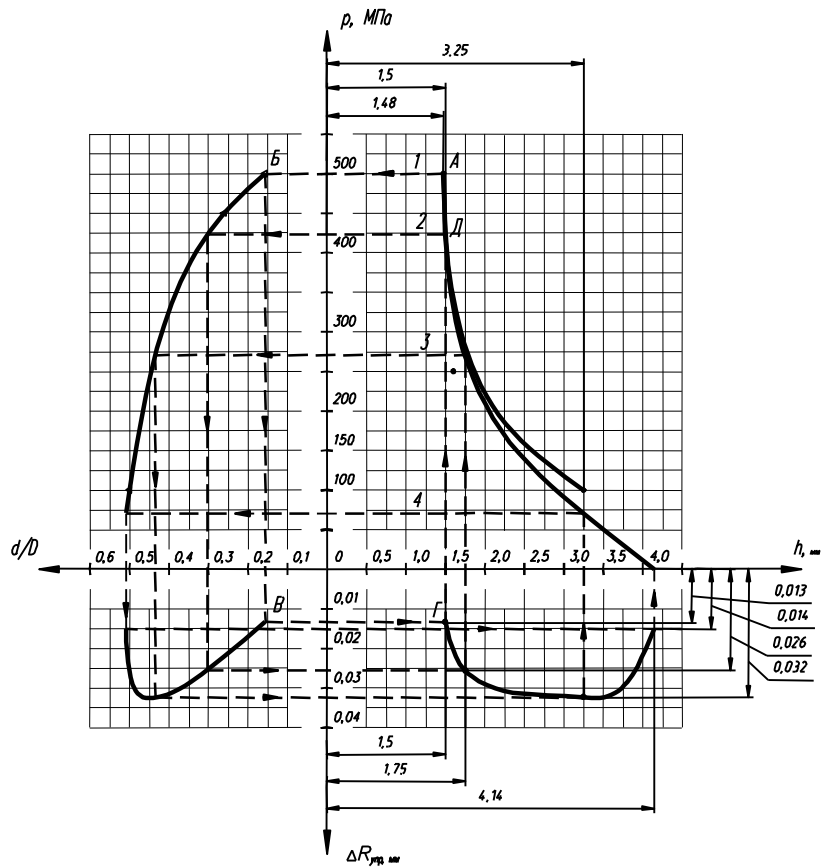


Рисунок 5 – Номограмма для определения профиля матричной зоны выталкивания, исключающей образование «расслоеных» трещин

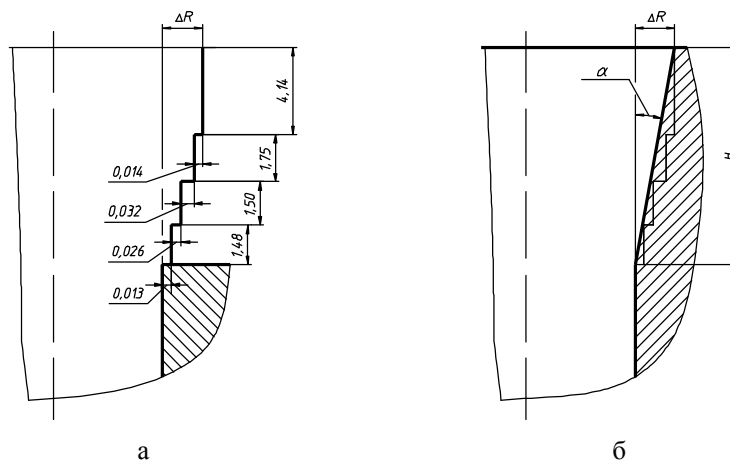


Рисунок 6 – Профиль матричной зоны выталкивания, исключающей образование трещин в прессовках, полученных при давлении 500 МПа: а – расчетный, б – сглаженный

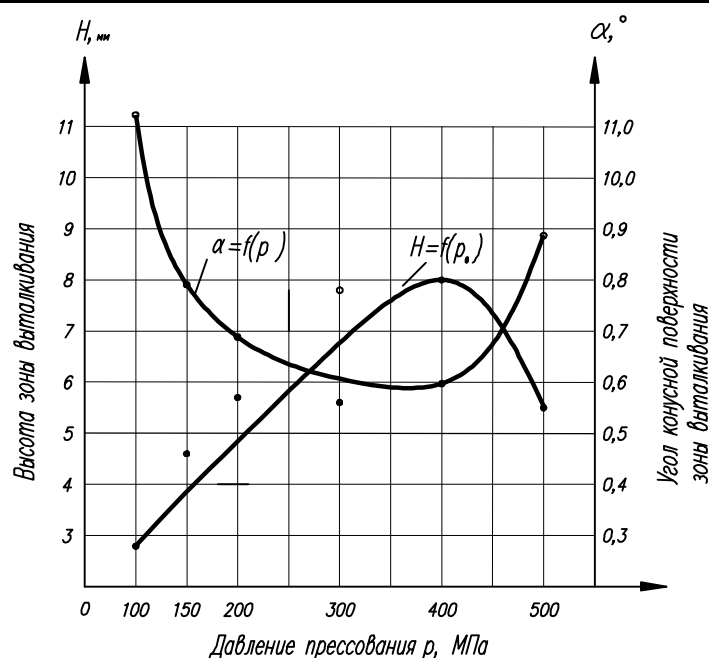


Рисунок 7 – Зависимость параметров профиля матричной зоны выталкивания от давления прессования для порошка диоксида урана со связкой ПВС:  $\alpha$  – угол профиля матричной зоны выталкивания;  $H$  – высота матричной зоны выталкивания

Полученная зависимость не является линейной, т.к. нелинейной является зависимость прочности прессовок от давления.

Профиль внутренней полости матрицы может быть выполнен в различных вариантах (рис. 8). Конусность может быть предусмотрена по всей высоте матрицы для прессования (рис. 8, а). Недостатком этого варианта является большая требуемая высота матрицы (до полной упругой разгрузки при выталкивании), часто превышающая высоту штампового пространства пресса, уменьшение которой приводит к появлению трещин при выталкивании. Возможности реализации полной разгрузки за счет увеличения угла конусности зоны разгрузки ограничены из-за возникновения конусности на таблетках, превышающей допустимую. Вариант конструкции (рис. 8, б) имеет меньшую высоту матрицы, однако эксперименты показывают, что возможно образование трещин у нижнего торца в заключительной стадии выталкивания. Наиболее мягкая схема выталкивания прессовки реализуется в конструкции (рис. 8, в). Этот вариант, обеспечивающий наименьшую высоту матрицы при сохранении требований к геометрии прессовки, предполагает выполнение внутренней полости матрицы с двойной конусностью: угол  $\beta$ , определяемый с учетом имеющегося допуска на конусность таблетки, и угол  $\alpha$ , характеризующий зону выталкивания, параметры которой определяются по разработанной номограмме.



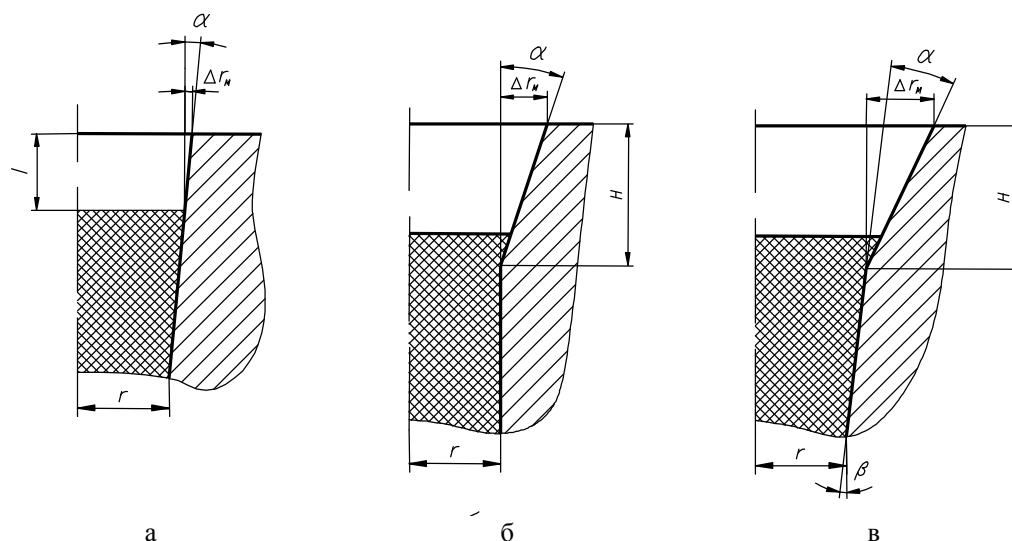


Рисунок 8 – Варианты конструкции внутреннего профиля матрицы для прессования таблеток из диоксида урана

Таким образом, в результате проведенных экспериментально-аналитических исследований:

- разработан алгоритм определения параметров профиля матричной зоны выталкивания прессовок из порошков диоксида урана со связкой на основе поливинилового спирта, исключающий возникновение «расслоенных» трещин;

- предложена оптимальная конструкция матрицы, имеющая минимальные габариты при обеспечении требуемого качества прессовок из диоксида урана.

#### Список литературы

1. Горбушин А.В. Исследование влияния регламента формования на качество изделий из диоксида урана / А.В. Горбушин, Ю.Г. Русин, Б.В. Сырнев // Вестник ВКГТУ. – 2008. – № 4. – Усть-Каменогорск, 2008. – Ч.1.
2. Попильский Р.Я. Прессование керамических порошков / Р.Я. Попильский, Ф.В. Кондрашев // Металлургия. – М., 1968. – С. 63-65, С. 250.

Получено 05.10.09

УДК 622.232.8.72

**Т.Е. Ермеков, М.И. Арпабеков**

Евразийский Национальный университет им. Л.Н. Гумилева, г. Астана

#### ВЫБОР ЭФФЕКТИВНОГО СПОСОБА ОБРАБОТКИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ВЫЕМОЧНЫМИ МАНИПУЛЯТОРАМИ

Исходя из экономической целесообразности на подготовку запасов и полноты выемки угля предусмотрена селективная безотходная обработка угольного целика. Технология является безотходной, так как извлеченная из пласта порода закладывается в выработан-

ное пространство вдоль вентиляционного штрека для её поддержания и повторного использования.

Лава оборудуется механизированной крепью (М130, 1МКМ), выемочным манипулятором ВМФ, конвейером КМВ-1-ОВБМ, технические характеристики которых соответствуют горно-геологическим условиям на участке. Выемочный манипулятор используется одновременно для выемки угля и породы, выполнения концевых операций.

Направление выемки осуществляется по простиранию пласта. Очистной забой проветривается по прямой схеме проветривания.

Управление кровлей идет полным обрушением кровли вслед за секцией крепи.

В этих условиях, для закладки вынудой породы в выработанное пространство, возникает необходимость создания пустоты, способной вмещать всю породу.

Серийно выпускаемые механизированные крепи по своим конструктивным исполнениям не имеют такой возможности. В связи с этим профессор Т.Е. Ермаков и др. предложили способы и устройство для искусственного создания пустот в выработанном пространстве при управлении кровлей с полным обрушением [1, 2, 4, 5].

Сущность этого предложения состоит в том, что секция крепи имеет козырек с завальной стороны (обратное консоли), чтобы порода кровли полностью не завалила пространство под обратным козырьком, в ограждение закрепляются щитки (рис. 1).

В этом случае под козырьком и щитками образуются пустоты, необходимые для закладочной породы. Общий объем этих пустот, необходимый для вмещения закладываемой породы, прежде всего зависит от количества секций, оснащенных обратными козырьками и щитками. Ширина их соответствует ширине секции крепи, а длина выбирается исходя из давления пород кровли и эксплуатационных свойств секции. Это связано с увеличением площади поддерживающей части секции.

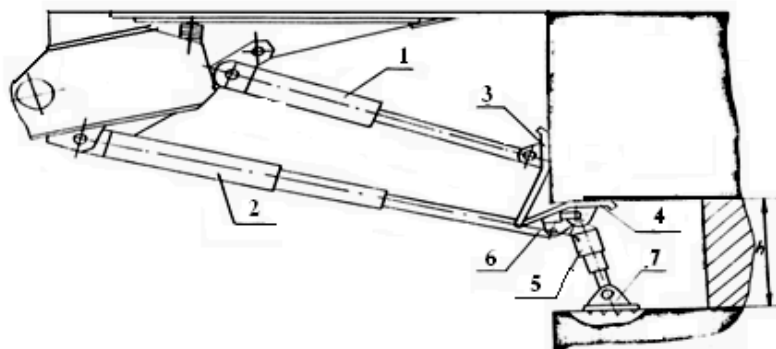


Рисунок 1 - Противоотжимное устройство: гидроцилиндр подпора 1; гидроцилиндр подачи 2; секция механизированной крепи 3; с опорой 4; гидроцилиндр подачи и гидроцилиндр распора 5; регулируемая тяга 6; самоустанавливающаяся опора и шипы 7

Одной из проблем при внедрении закладочных работ является уплотнение закладываемого угля. Для осуществления частичного уплотнения предлагается нагребавшее устройство, управляемое гидроцилиндром (рис. 1). Уплотнение осуществляется периодически по мере заполнения верхней полости под обратным козырьком каждой секции.

Образование пустот для вмещения закладываемой породы и проведение частичного уплотнения в принципе конструктивно выполнены для любого типа секции крепи.

Для улучшения безопасности ведения выемочных работ селективной выемки предла-

гается устройство, разработанное ЕНУ им. Л.Н. Гумилева, цель которого заключается в распоре провисающей части массива полезных ископаемых.

Для достижения указанной цели - противоотжимное устройство, содержащее гидроцилиндр подпора 1 (рис.1) и гидроцилиндр подачи 2, одними концами соединенные с секцией механизированной крепи, а другими -с опорой; эти опоры выполнены из верхней и нижней 4 половины, соединенных шарнирно, причем к верхней опоре закреплен гидроцилиндр подачи и гидроцилиндр распора 5, соединенный с верхней опорой посредством регулируемой тяги 6. Свободный конец гидроцилиндра распора снабжен самоустанавливающейся опорой и шипами 7.

Противоотжимное устройство может занимать пять положений:

1. Исходное.
2. Положение груди забоя до выемки породного прослоя.
3. Положение крепления верхней пачки угля.
4. Положение временного крепления кровли и поддержание груди забоя.
5. Положение крепления кровли и поддержание призабойного пространства во время концевых операций.

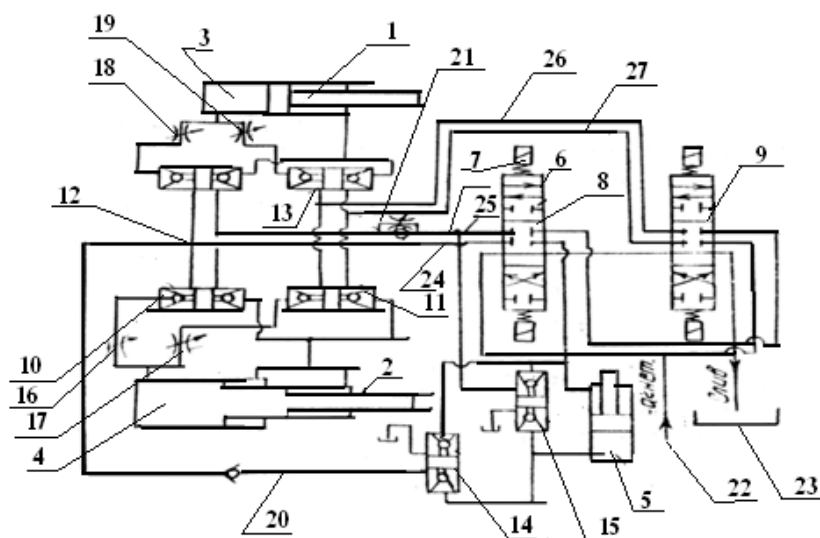


Рисунок 2 - Гидравлическая схема работы противоотжимного устройства: гидроцилиндр подпора 1; гидроцилиндр распора 5, гидроцилиндр подачи; электромагнитные распределители 6 и 9; гидрозамки 10, 11, 12, 13, 14, 15; регулируемые дроссели 16, 17, 18, 19; обратные клапаны 20 и 21; нагнетательный тракт 22; сливной тракт 23 и трубопроводы гидрораспределителей 24, 25, 26 и 27

Гидросхема работает следующим образом: в исходном положении противоотжимная система находится в положении, когда вся система сложена под козырьком секции крепи. После прохода выемочной машины с отбойкой породной прослойки система приводится в положение крепления верхней пачки угля.

Для этого подается электрический сигнал к катушке электромагнитного распределителя 8, рабочая жидкость по трубопроводу 24, через гидрозамки 10 и 12, дроссели 16 и 18 подаются в поршневые полости гидроцилиндров 1 и 2. Положение системы в простран-

стве до контакта с массивом определяется скоростью выдвижения штоков гидроцилиндров 1 и 2, которые регулируются дросселями 16 и 18 (регулирование скорости по расходу жидкости).

После контакта системы с массивом осуществляется распор с двух сторон, при этом увеличивается давление в трубопроводе 24, открывается клапан 20 и рабочая жидкость подается через гидрозамок 14, тем самым заканчивается распор уступа и прерывается подача электрического сигнала в распределитель 8.

При обратном ходе выемочной машины с отбойкой угля рабочая жидкость с распределителя 8 подается по трубопроводу 25 в штоковую полость гидроцилиндра 5, убирается цилиндр 5, и после повышается давление в трубопроводе (клапан 17 закрыт), рабочая жидкость подается в штоковые полости гидроцилиндров 1 и 2, система приводится в исходное положение.

После прохода выемочной машины для поддержания кровли обнаженной поверхности система приводится в положение крепления кровли и поддержания призабойного пространства во время концевых операций.

Для этого от распределителя 9 рабочая жидкость по трубопроводу 27 через гидрозамки 11 и 13, дроссели 17 и 19 подается в штоковые полости гидроцилиндров 1 и 2.

В этом случае за счет регулирования потока жидкости в дросселях 17 и 19 гидроцилиндр 2 выдвигается быстрее, чем гидроцилиндр 1 и способствует установлению системы в положение крепления кровли и поддержания призабойного пространства во время концевых операций.

В этом случае положение гидроцилиндра 5 находится в сложном состоянии, так как он от распределителя 9 не питается, что обеспечивается применением гидрозамков.

Система приводится в исходное положение подачей рабочей жидкости через трубопровод 26.

В некотором случае может возникнуть необходимость удержания груди забоя до выемки прослая и временного поддержания кровли призабойного пространства, что можно осуществить использованием гидрораспределителя 5 при соответствующей регулировке дросселей 17 и 19.

Выбор необходимой высоты  $h$  осуществляется регулировкой дросселей 16 и 18. При этом отклонение может составлять до 50 мм, что компенсируется за счет хода гидроцилиндра 5 (гидроцилиндр 5 дожимает упорные лапы).

Предлагаемое устройство позволяет обеспечить повышение эффективности и безопасности ведения горных работ, так как в этом случае при селективной выемке повышается безопасность ведения выемочных работ путем распора провисающей части массива полезных ископаемых. Также предложенное устройство может занимать ряд положений: для поддержания груди забоя, для временного крепления кровли и поддержания груди забоя, для крепления кровли и поддержания призабойного пространства во время концевых операций, что позволяет без передвижения крепи вести выемочные работы. Поставленная цель обеспечивается и за счет выбора рационального режима работы крепи, при этом исключается всякий прорыв обрушения угля провисающей части, кровли и груди забоя.

Это устройство может быть реализовано с существующими серийно выпускаемыми механизированными крепями поддерживающих, поддерживающе-оградительных и оградительно-поддерживающих типов.

Для закладки пород в выработанное пространство авторами предлагается комплект

оборудования, изготовленного на базе серийно выпускаемых машин и устройств. Основным является шнековое закладочное устройство, изготовленное на базе «Старт» (рис. 3). К приводу буровой установки закреплены съемные трубы длиной, соответствующей длине шнековой «Старт». С нижней стороны трубы имеются окна для выгрузки породы. Погрузка породой шнека осуществляется через бункер, установленный около привода. Привод закреплен на жесткой раме, устанавливаемой в выработке. Провисающая часть шнеков закрепляется к обратным козырькам секции крепи цепями (рис. 3). Такое закрепление предотвращает шнеки от изгибов во время перемещения секций крепи и не препятствует перемещению секции в любом направлении и порядке. Благодаря применению бункера коэффициент заполнения шнеков может быть доведен до 0,75, что способствует повышению производительности закладки.

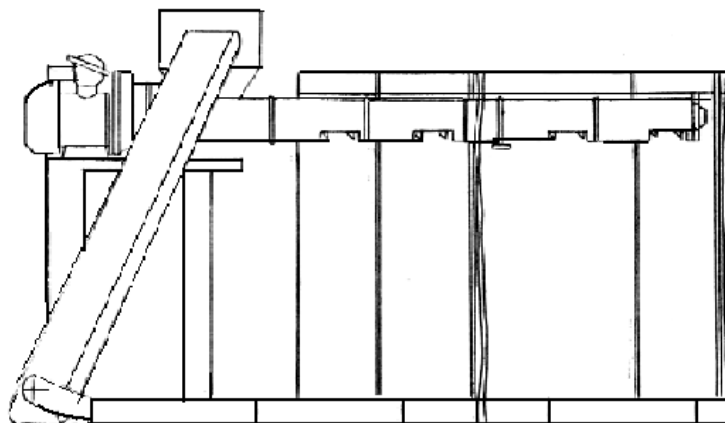


Рисунок 3 - Шнековое закладочное устройство

Производительность шнекового закладочного устройства по расчетам больше, чем производительность выемочного манипулятора ВМФ-4П при отбойке породной прослойки. Расчет произведен при следующих данных: скорость подачи манипулятора  $V_n = 1,0$  м/мин, ширина захвата  $b_z = 0,63$  м; мощность породной прослойки  $m_n = 0,9$  В. Расчетная производительность  $Q_m = 0,6$  т/мин.

Для погрузки отбитой породы в бункер закладочного устройства применяется скребковый перегрузчик, который устанавливается наклонно со стороны каретки забойного конвейера. В качестве перегрузчика принят переделанный из серийно выпускаемого конвейера транспортер, изготовленный в условиях шахты «Казахстанская» согласно предложению этой шахты.

Кроме того, для перегрузки отбитой породы может быть использован шнековый перегрузчик, поставленный в комплекте оборудования «Старт».

В любом случае транспортировка отбитой породы может быть осуществлена реверсированием забойного конвейера. Порода транспортируется в сторону каретки, накапливается и по наклонному листу попадает перегрузчику.

Управление перегрузчиком и закладочным устройством осуществляется с поста штрекового пульта управления.

Перемещение перегрузчика и привода закладочного устройства осуществляется совме-

стно с перемещением каретки с помощью силовых гидроцилиндров.

При применении предлагаемого комплекта оборудования для закладки породы в выработанное пространство уровень унификации составит до 90 процентов. Простота конструкции, управление и меньшая металлоемкость предлагаемого закладочного устройства по сравнению с известными серийно выпускаемыми закладочными комплексами и устройствами позволяет его изготовление в условиях шахт и эффективного применения для ведения безотходной селективной выемки.

Проблема селективной выемки угольных пластов, направленная на повышение качества добываемого угля в стране, имеет важное народнохозяйственное значение и тесно связана с вопросами снижения потери угля в недрах земли, и поэтому актуальность неизмеримо возрастает.

Засорение угля породой значительно повышает зольность угля в целом и процент видимой породы в угле. Причиной засорения в разрабатываемых пластах являются крупные породные прослои, которые вырубаются вместе с углем. В то же время часть пластов, имеющих по две и более угольных пачки, отрабатывается в настоящее время выборочным способом, т.е. вынимается та угольная пачка, которая считается кондиционной. Это влечет за собой большие потери угля, а при валовой выемке - высокозольность угля.

Опыт эксплуатации серийных комбайнов и комплексов при разработке пластов, содержащих породные прослои, свидетельствует об их малоэффективности. Исполнительные органы очистных комбайнов не обладают избирательностью работы в диапазоне вынимаемой мощности, иначе они не приспособлены для селективной выемки. К этому можно добавить и низкую отбойную способность рабочего органа.

Для обеспечения раздельной выемки угля и породных прослоев нужно разрабатывать технические средства выемки нового типа, отличные от существующих традиционных средств.

В ЕНУ им. Л.Н. Гумилева совместно с КарГТУ создается очистной комплекс, обеспечивающий эффективную селективную выемку с оставлением породы в шахте для закладки. Закладка вынутой породы осуществляется в выработанное пространство очистного забоя вдоль конвейерного или вентиляционного штрека.

При разработке очистного комплекса были использованы способ и устройство для закладки породы при селективной выемке.

Предложенный способ и устройство относятся к горной промышленности и могут быть использованы для подачи породы в выработанное пространство, при ведении селективной выемки пластов с породными прослойками, при легкообрушающихся кровлях, особенно при отработке целиков угля.

Известен способ закладки [1, 2], заключающийся в прическе породы комбайном с последующей закладкой её в выработанное пространство пневмоспособом, для чего выемочный комплекс оснащен специальным трубопроводом с передвижным механизированным ограждением.

Недостатками данного способа являются следующие: закладка не может производиться полностью по всей длине лавы, а только её части; степень заполнения выработанного пространства недостаточная, так как пневмозакладка производится с сопряжения штрек-лава; невозможность применения данного способа при неустойчивых кровлях.

Известен способ закладки [1, 2], включающий транспортировку породы по трубопроводу и выдачу её через боковые выпускные отверстия.

Недостатками данного способа являются: ограниченная область применения - только

устойчивые кровли; тяжелые условия работы механизированной крепи из-за необходимости поддержания большей площади кровли; наличие дополнительного передвижного ограждения в целом усложняет ведение горных работ.

Недостатком устройства в [1, 2] является необходимость обеспечения повышенной несущей способности гидростоек из-за значительной длины перекрытия; возможность прорыва обрушенных пород через эластичные ограждения.

Недостатком устройства в [1-3], включающего подающий трубопровод и крепь с ограждением, является несовершенная кинематическая схема крепи с двумя консольными перекрытиями, что вызывает на нее повышенную нагрузку, сложность привязки ограждения.

В предлагаемом нами способе закладки породы при селективной выемке обеспечивается транспортировка породы по трубопроводу и выдача её шнеком по трубопроводу, имеющему в нижней части вырезы. Закладываемая порода подается через вырезы в трубопроводе в пространство, которое образуется в выработанном пространстве посредством установки козырьков под углом к плоскости щита ограждения, а в устройстве для его осуществления, включающем подающий трубопровод и крепь с ограждением, последнее выполнено в виде сложного щита с окном, на котором шарнирно закреплены с шагом  $h$  козырьки с вырезами, опирающиеся на регулируемые опоры, установленные из ограждений, причем шаг установки козырьков принят из условия:

$$h = \frac{H_{oz} \cdot l \cdot a^1 \cdot \sin \beta - b_3 \cdot m_n \cdot a^1 \cdot k_p}{\frac{H_{oz} \cdot a^1 - \sin^2 \beta}{\beta = \theta + \mu - \left(\alpha + \frac{\pi}{2}\right)} \cdot \left(\frac{1}{\tan \varphi} + \frac{1}{\tan \beta}\right)}$$

где  $k_p$  - коэффициент разрыхления;  $H_{oz}$  - высота ограждения;  $l$  - длина козырька;  $a^1$  - ширина секции крепи;  $\beta$  - угол установки козырьков;  $b_3$  - ширина захвата выемочной машины;  $m_n$  - мощность породной прослойки;  $\theta$  - угол установки козырьков относительно горизонта;  $\mu$  - угол установки щита ограждения относительно почвы;  $\alpha$  - угол падения пласта;  $\varphi$  - угол естественного откоса породы.

Закладка породы производится следующим образом. Перемещая упор, козырьки устанавливают под углом  $\alpha$  к изгибу ограждения, после чего упор фиксируется штырями к проушине. Таким образом, между щитом ограждения и козырьками образуются полости. Обрушенная порода кровли не может проникнуть в образованные полости, чему препятствуют козырьки. Закладываемая масса через отверстие в трубопроводе подается в полость под верхним козырьком. Поступление породы в другие полости под другие козырьки осуществляется через вырезы в них. Объем полостей позволяет разместить весь объем породы, вынутой за цикл, после передвижки механизированных крепей, образуя насыпь впереди обрушенных пород кровли.

Выемочная машина избирательного действия, имеющая три степени подвижности избирательного органа, обеспечивает раздельную выемку угля и породного прослоя. Вынутая из лавы порода транспортируется по лаве на штрековый конвейер и подается на перегружатель, после которого порода попадает в бункер закладочного шнека. Порода с помощью шнека по трубопроводу, с вырезками за секциями крепи, перемещается в завальную часть на ширину 5-7 секций крепи (зона заполнения породой, вынутая с породного прослоя). Закладка вдоль выработки позволяет лучше сохранить охраняемую выработку и

в дальнейшем использовать его при отработке следующего выемочного участка.

После перемещения секции крепи трубопровод закладочного шнека будет отставать от секции крепи на шаг перемещения секции крепи. Чтобы подтянуть трубопровод к секции крепи, предусмотрено устройство для передвижки и уплотнения.

Предложенный способ и устройство закладки позволяет обеспечить повышение эффективности, безотходную технологию, а также безопасность ведения горных работ, так как в этом случае при селективной выемке с легкообрушающейся кровлей не требуется затрат по выдаче на поверхность шахты. Поставленная цель обеспечивается и за счет выбора рационального режима работы крепи, так как для неё реализуется наиболее перспективная кинематическая схема построения крепи - оградительно поддерживающая, при этом исключается всякий прорыв обрушенных пород кровли или материала закладочного массива. Создание искусственных пустот позволяет принять данный способ и устройство как при неустойчивых, так и устойчивых кровлях. Этот способ и устройство может быть реализовано с существующими серийно выпускаемыми механизированными крепями поддерживающего и оградительного типов отработки целиков различного назначения и локальных участков угольных пластов.

#### Список литературы

1. Ермеков Т.Н. Горные машины: Учебник / Т.Н. Ермеков, Т.Н. Бекенов, М.И. Арпабеков / ЕНУ им. Л.Н. Гумилева, Карту. - Астана: Фолиант, 2005. - 280 с.
2. Ермеков Т.Е. Горные и строительные робототехнологические комплексы: Учебник для вузов / Т.Е. Ермеков, Т.Н. Бекенов, М.И. Арпабеков. - Астана: Фолиант, 2008. - 332 с.
3. Арпабеков М.И. Обзор основных видов манипуляторов при автоматизации и роботизации очистных работ // Современные проблемы машиностроения: Тр. IV Междунар. науч.-технич. конф. / Федеральное агентство по образованию и Томский политехнический университет, 26-28 нояб. 2008. - Томск, 2008. - С. 65-67.
4. Ермеков Т.Е. Разработка горных робототехнологических комплексов для сложных и чрезвычайных геотехнических ситуаций / Т.Е. Ермеков, Т.Н. Бекенов, М.И. Арпабеков // Актуальные проблемы горно-металлургического комплекса Казахстана: Тр. Междунар. науч.-практ. конф. - Караганда: Изд-во Карту, 2005. - С. 35-39.
5. Арпабеков М.И. Исследование скорости подачи выемочных манипуляторов с адаптивным программным управлением при различных способах обработки забоя // Материалы Междунар. науч.-практ. конф., посвящ. 45-летию ЦИСИ «Современная архитектура, строительство и транспорт: состояние и перспективы и развития». - Астана: ЕНУ им. Л.Н. Гумилева, 2009. - С. 355-358.

Получено 2.11.09

---

УДК 574.5

**С.В. Пашков**

Северо-Казахстанский государственный университет им. М. Козыбаева, г. Петропавловск

#### ЛАНДШАФТНО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ И ПРОСТРАНСТВЕННАЯ ОРГАНИЗАЦИЯ ИНСУЛЯРНЫХ ГЕОСИСТЕМ СЕВЕРО-КАЗАХСТАНСКОЙ ОБЛАСТИ

В геосистемной трактовке инсулярность понимается как свойство изолированности, автономности геосистем, обособление которых связано с локально проявляющимися процессами: тектоническими, тектоноденудационными и др. [1].

Инсулярные геосистемы представляют собой изолированные природные комплексы, контрастирующие с окружающей ландшафтной средой и формирующие автономность



местоположения. К инсулярным (островным) геосистемам, кроме океанических островов, относится широкий спектр ландшафтов: колки в степи и лесостепи, останцы надпойменных террас, лесные луга (поляны), минеральные острова, бугры пучения, песчаные раздувы и др. Изолированность инсулярных геосистем во многом определяет их низкую степень устойчивости к изменению внешних условий, в частности, к антропогенным нагрузкам. Инсулярные геосистемы имеют различное строение и широко распространены в пространстве [2].

В пределах рассматриваемого локалитета сформированы абсолютный, геологический, геоморфологический, флористический, биогеографический и комплексный типы островных ландшафтов.

Абсолютные инсулярные геосистемы - острова среди акваторий, включают речные (р. Ишим) и озерные (Имантау и др.) острова. Факторами дифференциации абсолютных инсулярных геосистем служат абсолютная и относительная высота, формы рельефа, режим увлажнения, почвенный и растительный покров. Природные комплексы отличаются большой степенью контрастности среды, выполняют ландшафтно-стабилизирующую, биостационарную, водоохранную и кальматирующую функции, характеризуются высокой природоохранной ценностью и являются неустойчивыми к внешним воздействиям (таблица).

*Ландшафтно-экологическая оценка инсулярных  
геосистем Северо-Казахстанской области*

Типы инсулярных геосистем	Экологическая оценка			Примеры инсулярных геосистем
	Функции	Ценность	Устойчивость	
Абсолютный	Ландшафтно-стабилизирующая, биостационарная, водоохранная, кальматирующая	Высокая	Неустойчивые	Внутрирусловые (р. Ишим) и внутриозерные острова (Имантау и др.)
Геологический	Ландшафтно-стабилизирующая, биостационарная	Средняя	Среднеустойчивые	Горы Сырымбет и Орлиная (Жаман-Сопка), Имантауский гранитоидный массив
Геоморфологический	Ландшафтно-стабилизирующая	Средняя	Малоустойчивые	Гривы, серповидные холмы, Нижнебурлукский грабен, западины, «курьи»
Флористический	Ландшафтно-стабилизирующая, биостационарная, климатозащитная, противодефляционная	Средняя	Малоустойчивые	Сфагновые болотарямы: Становской, Марковский, Черное и Безымянное, лесные полосы среди полей
Биогеографический	Ландшафтно-стабилизирующая, биостационарная	Высокая	Малоустойчивые	Березовые рощи в лесостепи
Комплексный	Ландшафтно-стабилизирующая, биоста-	Высокая	Малоустойчивые	Серебряный и Жанажольский боры, колки

	ционная			в лесостепи
--	---------	--	--	-------------

Геологические инсулярные геосистемы характеризуются контрастностью геологического строения и дифференцируются по типу слагающих отложений (делювиальные, элювиальные, болотные и др.). Примерами являются малые интрузии, формировавшиеся по многочисленным разломам в конце ордовика и начале девона – времени максимального поднятия региона. В настоящее время они образуют выделяющиеся над равнинным рельефом горы и сопки – Имантауский гранитоидный массив, горы Орлиная (Жаман-Сопка), Сырымбет и др.

Геологические инсулярные геосистемы выполняют ландшафтно-стабилизирующую функцию, а ландшафты характеризуются преимущественно средней природоохранной ценностью и средней устойчивостью к внешним воздействиям.

Геоморфологические инсулярные геосистемы дифференцируются по контрастности рельефа и подразделяются на положительные (гривы, серповидные холмы) и отрицательные (западины, замкнутые межгривные понижения). Примерами положительных инсулярных геосистем являются *гривы*, распространенные в левобережной половине области северной широты (до г. Сергеевка). Гривы располагаются на участках Ишим-Тобольского междуречья и на поверхности отложений погребенной долины палео-Емца, т.е. на генетически и гипсометрически разнородных поверхностях. Гривы данной территории представляют собой гряды с высотами, варьирующими в пределах 3-15 м, длина их колеблется в интервале 2-14 км при ширине 500-1500 м. Вершины грив выпуклы, слабовыпуклы, без четко выраженного гребня. Характерной особенностью грив Петропавловского Приишмья, насчитывающих более 600, является однообразная ориентировка: вытянутость с запада–юго-запада на восток–северо-восток. Кроме грив, к геоморфологическим инсулярным геосистемам отнесены *холмы серповидной или полулунной формы*, располагающиеся по берегам озер (особенно много таких холмов находится у котловин озер Мамлютского района: Орел, Сабурово, Сунгуренок и др.), а также Нижнебурлукский грабен с обнаженными фрагментами складок с вертикально расположенными слоями осадочных пород. К отрицательным инсулярным геосистемам относятся западины (степные блюдца) – понижения суффозионного происхождения, образованные вследствие растворения веществ и механического выноса мелких минеральных частиц фильтрующейся в рыхлых осадочных породах водой с последующим уплотнением и осадкой. Межгривные понижения – это долины водотоков, создавших гривный рельеф. Чаще всего понижения заполнены водой и имеют форму «курьи» – низину в виде вытянутого треугольника, причем некоторые из них имеют не одну, а две «курьи» (Питное, Тукаево, Кривое и др.) [3]. Поскольку «курьи» образованы гривами – инсулярными геосистемами, следовательно, сами понижения являются островными ландшафтами второго порядка.

Основной выполняемой функцией является ландшафтно-стабилизирующая, геосистемы отличаются средней природоохранной ценностью и являются малоустойчивыми к внешним воздействиям (в большой степени на это влияет подверженность склонов дефляции).

Флористические инсулярные геосистемы выделены по наличию изолированных растительных ассоциаций. Факторами дифференциации выступают проективное покрытие и флористический состав. Типичным примером флористических инсулярных геосистем в области являются «осколки» тайги – торфяные сфагновые болота – рямы, поросшие низкорослыми хвойными деревьями и кустарниками, и относящиеся к редким природным

образованиям – реликтам, свидетелям плейстоценового оледенения. На берегах рямов, кроме сосны, растут багульник, клюква, папоротники, мхи – сфагнум и др. [4].

К выполняемым функциям относятся ландшафтно-стабилизирующая, биостационарная и климатозащитная (флористические инсулярные геосистемы, например, лесные полосы среди полей, выполняют важные ветроломную, снегозадерживающую и противодефляционную функции).

Биогеографические инсулярные геосистемы характеризуются контрастностью биотической среды, выделяются среди окружающих ландшафтов большим разнообразием видового состава растений и животных, большей биомассой и продуктивностью. Факторами дифференциации служат проективное покрытие, состав флоры и фауны. Примером биогеографических инсулярных геосистем являются многочисленные колки, преобладающие в большинстве в блюдцеобразных понижениях на равнинах, которые чередуются с остепненными лугами и богаторазнотравными луговыми и ковыльными степями по более сухим приподнятым участкам и склонам. Число колков в области достигает 171 тыс., величина их от 0,1 до 109,6 га, со средним расстоянием между ними от 0,3 км на севере до 3,5 км на юге области. Фауна лесостепных колков представлена лосем, кабаном, косулей, европейским благородным оленем, барсуком, белкой-телеуткой и другими видами, которые обитают в пределах данных островных ландшафтов [5].

Биогеографические инсулярные геосистемы выполняют важные защитные ландшафтно-стабилизирующую и биостационарную функции, отличаются высокой природоохранной ценностью и являются малоустойчивыми к внешним воздействиям.

Комплексные инсулярные геосистемы характеризуются сочетанием ряда признаков, определяющих контрастность, например, геологическое строение, рельеф, растительность. Факторами дифференциации выступают особенности строения (тип отложений, рельеф, почвенно-растительный покров и др.). Примерами комплексных инсулярных геосистем являются Серебряный и Жанажольский боры (Кызылжарский и Жамбылский районы, соответственно) – уникальные реликтовые насаждения сосны на супесчаных почвах со средним возрастом деревьев 110-120 лет. В недалеком прошлом островные сосновые леса-борки были широко распространены вдоль р. Ишим, Иманбурлук и на межозерных повышениях в районах Шал акына, Есильском, Кызылжарском, Айыртауском и др., но были практически полностью уничтожены. Научная ценность боров состоит в том, что они являются эталоном для решения вопросов, связанных с увеличением площадей сосновых лесов в области за счет облесения не покрытых лесом территорий.

Инсулярные геосистемы имеют различную структуру, режимы функционирования и широко распространены в пределах Северного Казахстана. Островные ландшафты выполняют важные для природной среды ландшафтно-стабилизирующую, биостационарную, климатозащитную, противодефляционную, водоохранную, кальматизирующую функции, характеризуются высокой и средней природоохранной ценностью, являются преимущественно малоустойчивыми и среднеустойчивыми к внешним воздействиям, что определяет необходимость учета их свойств при разработке регламента хозяйственной деятельности и освоения.

Комплексный характер землепользования в Северном Казахстане определяет необходимость учета ландшафтно-экологической структуры природных систем, особенно важно учитывать это при использовании инсулярных геосистем, выполняющих важные природозащитные функции и отличающихся в большинстве случаев низкой степенью устойчи-

вости. При планировании хозяйственных мероприятий на территории инсулярных геосистем необходимо провести детальный анализ их ландшафтно-экологической структуры с установлением функций, ценности и устойчивости для определения предельных нагрузок на ландшафты и выявления допустимых видов хозяйственной деятельности. Отдельные виды хозяйственной деятельности должны исключаться из планов природопользования, как, например, распашка колочных ландшафтов, использование колков под пастбища. В других случаях возможно использование инсулярных геосистем с условием выполнения природозащитных мероприятий (выборочное лесопользование в колках с обязательным последующим восстановлением). Изменение свойств флористических геосистем может отрицательно сказаться на качестве ландшафтно-экологической среды региона в целом в связи с уменьшением площади лесных массивов среди безлесных пространств, особенно юга области, выполняющих ветроломную, снегозапасающую, климатозащитную функции. Влияние на биогеографические геосистемы приведет к уменьшению биоразнообразия территории.

Инсулярные геосистемы отличаются, как правило, высокой природоохранной ценностью и низкой степенью устойчивости к внешним воздействиям вследствие изолированности их местоположения и уникальности строения на фоне окружающих ландшафтов. Так, незадернованные, лучше прогреваемые и быстро высыхающие в весеннее время почвы вершин и склонов грив, сложенные более легким материалом (песками, супесями, легкими и средними суглинками) по сравнению с остальной территорией – безгривными участками, межгривьями, озерными котловинами – особенно подвержены дефляции. При планировании сельскохозяйственной деятельности для устойчивого развития территории необходимо учитывать особенности организации, функционирования и распространения инсулярных геосистем, так как именно они в первую очередь трансформируются при антропогенных нагрузках [6].

Список литературы:

1. Козин В.В. Геоэкология и природопользование; Понятийно-терминологический словарь /В.В. Козин, В.А. Петровский. – Смоленск: Ойкумена, 2005. – 576 с.
2. Маршинин А.В. Особенности строения и пространственной организации инсулярных геосистем Тюменской области // Вестник ТюмГУ, 2006. – № 3. – С. 88-94.
3. Белецкая Н.П. Морфология и морфометрия гривного рельефа // История развития речных долин и проблемы мелиорации земель. – Новосибирск: Наука, 1979. – С. 148-156.
4. Северо-Казахстанская область; Энциклопедия. – Алматы: Арыс, 2004. – С. 484.
5. Дробовцев В.И. Животный мир Северо-Казахстанской области /В.И. Дробовцев, В.С. Вилков. – Петропавловск: Поиск, 1992. – 27 с.
6. Пашков С.В. Эколого-экономические аспекты развития сельского хозяйства Северо-Казахстанской области; Учебное пособие. – Петропавловск: Изд-во СКГУ, 2008. – 168 с.

Получено 20.11.09

---

**М.С. Рафаилович**  
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск  
**С.И. Шевчук**  
НИИ природных ресурсов ЮГГЕО, г. Алматы

ХАНТАУСКИЙ ЗОЛОТО-МЕДНО-ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ СКАРНОВЫЙ ТИП В ЮЖНОМ КАЗАХСТАНЕ

Хантауский золото-медно-железорудный тип развит в Южном Казахстане на территории Шу-Кендыктасского террейна на границе Сарыбулакского и Шатыркольского тектонических блоков. Хантауский рудный район протяженностью более 40 км и шириной 5-10 км находится в 100-120 км на юго-восток  $160^\circ$  от месторождения золота Акбакай. Он включает крупное месторождение Au, Cu и Fe Хантауское, потенциальное скарновое месторождение Дальнее, серию проявлений, точек минерализации и геохимических ореолов Au, Cu, Ag, Pb, Mo, Ni, Co, U и других элементов.

Рудный район открыт в конце 80-х годов прошлого столетия Хантауской партией Казгеофизтреста в процессе глубинного геологического картирования Шу-Сарысузской депрессии с использованием опережающих геофизических работ (С.И. Шевчук, Г.Д. Баратов и др.). Комплекс геофизических и геологических методов включал аэромагнитную съемку масштаба 1:25 000-1:50 000, гравиразведку масштаба 1:50 000, сейсморазведку, наземную магниторазведку масштаба 1:10 000, колонковое бурение, гамма-каротаж, петрографические, минералогические и геохимические исследования. Рудный район, перекрытый чехлом рыхлых отложений мощностью до 200-300 м, отметился интенсивными градиентами поля силы тяжести и общим повышением изрезанного магнитного поля с локальными линейно вытянутыми или изометричными положительными аномалиями интенсивностью от 150-200 до 800-1000 нТл. Последние контролируют области развития гидротермальной проработки пород, оксидов железа (магнетит, гематит), сульфидной минерализации. Осевая зона рудного района трассируется протяженными (не менее 25-30 км) и широкими до 1-5 км эндогенными ореолами Au 0,01-0,1 г/т (максимальные содержания до первых г/т) и меди 0,01-0,3 % (рис. 1).

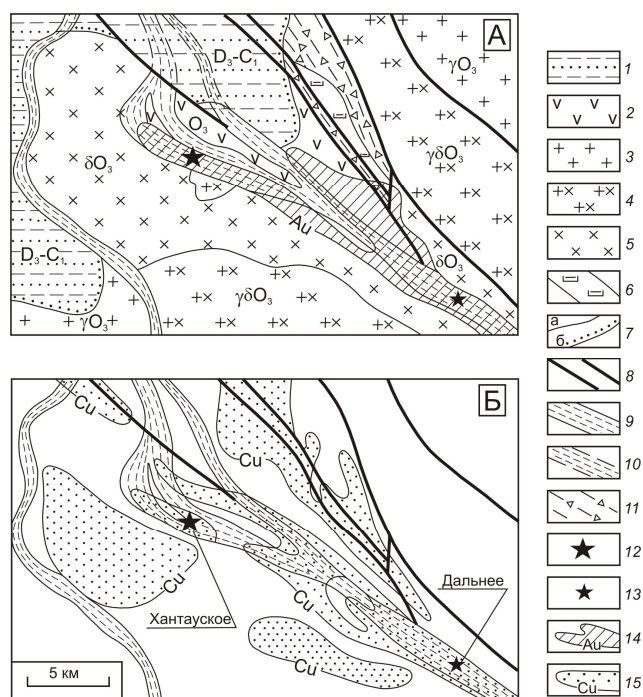


Рисунок 1 - Хантауский золото-медно-железорудный район. Геологическая схема домезозойского фундамента (А) и карта эндогенных ореолов меди (Б), по С.И. Шевчуку, М.С. Рафаиловичу:

1 – красноцветные отложения  $D_3-C_1$  возраста (алевролиты, алевропесчаники, песчаники, гравелиты); 2 – эффузивы верхнего ордовика (андезиты, андезитовые и диабазовые порфириды, туффиты); 3-5 – интрузивные породы верхнеордовикского кордай-шатыркольского комплекса: 3 – граниты, плагиограниты, 4 – гранодиориты, 5 – диориты, кварцевые диориты, монзониты; 6 – офиолиты нижнего кембрия (перидотиты, пироксениты, габброиды, серпентиниты); 7 – геологические границы: а – согласные и интрузивные, б – несогласные; 8 – разломы; 9 – Кордай-Мойынкумская шовная зона и ее фрагменты, выходящие на поверхность домезозойского фундамента; 10 – то же, скрытые под осадками  $D_3-C_1$  внутриконтинентального бассейна; 11 – тектонический меланж; 12 – крупное месторождение Хантауское; 13 – потенциальное месторождение Дальнее; 14-15 – эндогенные ореолы: 14 – золота (0,01-0,1 г/т), 15 – меди (0,01-0,3 %)

Главная рудоконтролирующая структура – региональная Кордай-Мойынкумская шовная зона северо-западного простираения и оперяющие ее полосы смятия и линейные разрывы. Эта шовная зона является юго-восточной ветвью основной сутуры казахстанского палеоконтинента [1, 2]. На северо-западе она сочленяется с Жалаир-Найманской шовной зоной, в Шу-Сырысуйской впадине перекрыта чехлом мезо-кайнозоя, в Кендыктасе прослеживается на поверхности, контролируя золото-медное месторождение Шатырколь, золоторудные объекты Когадыр, Гагаринское, Чокпар Северный и др. В Хантауском районе шовная зона отмечается геофизическими аномалиями, офиолитами, тектоническим меланжем, катаклазом, расланцеванием, пневмато-гидротермальными изменениями пород и геохимическими полями. Ширина зоны от 0,5 км до 2-3 км, падение крутое 75-80° на северо-восток.

Открытие Хантауского рудного района и одноименного золото-медно-железородного месторождения – яркий пример удачного сочетания геологических и геофизических методов глубинного картирования и поисков полезных ископаемых в условиях перекрытого разреза. По результатам картировочного бурения были существенно уточнены состав мезо-кайнозойского покрова, геологическое и тектоническое строение докембрийского и палеозойского фундамента.

Мезо-кайнозойский чехол мощностью первые сотни метров выполнен глинами, суглинками, супесями, песками, галечниками. Домезозойский фундамент сложен метаморфитами протерозоя, офиолитами кембрия, вулканогенными и интрузивными породами верхнего ордовика, терригенно-осадочными породами  $D_3-C_1$  возраста (рис. 1). Наиболее древние отложения (предположительно нижний-средний протерозой), подвергшиеся интенсивному катаклазу, отмечаются в Барханном тектоническом блоке (8-10 км на северо-восток от месторождения Хантауское) и на потенциальном месторождении Дальнее. Они представлены мигматизированными гранито-гнейсами, мигматитами, кварц-биотитовыми сланцами, в различной степени хлоритизированными, сосюритизированными, содержащими вкрапления рудных минералов (магнетит, пирит). В Барханном блоке в метаморфитах докембрия локализованы ориентированные в северо-западном направлении пластины офиолитов кембрия (перидотиты, пироксениты, габброиды, серпентиниты) протяженностью до 8,0 км и мощностью до первых сотен метров, содержащие рассеянную Cu-Ni-Co минерализацию. Интенсивность магнитного поля над такими телами 300-600 нТл и более.

Эффузивы ордовикского возраста (андезиты, андезитовые и диабазовые порфириды, туффиты) образуют полосу северо-западного простираения шириной до 3-5 км, выпол-

няющую осевую часть Кордай-Мойынкумской зоны смятия. Это темно-зеленые или темно-серые породы со скрытокристаллической структурой основной массы и порфировыми выделениями роговой обманки и плагиоклаза, перекристаллизованные, замещенные актинолитом, хлоритом, карбонатом, биотитом, кварцем. Акцессорные минералы – магнетит, апатит, сфен. Породы имеют повышенный фон Co, Cr, V, Ni, Ga, Pb, Ag, фиксируются положительной аномалией гравитационного поля. В северо-западной части они перекрыты осадками верхнего палеозоя. В шовной зоне вулканиды дислоцированы, замещены скарновыми минералами: пироксеном, гранатом, магнетитом, скаполитом. На контакте с гранитоидами в них развиты карбонат, эпидот, кварц, хлорит, сульфидная минерализация.

Интрузивные породы кордай-шатыркольского комплекса (диориты, кварцевые диориты, монзониты, гранодиориты, плагиограниты, граниты) слагают более 70 % площади Хантауского района. Гранитная фация отличается минимальными значениями силы тяжести и спокойным отрицательным или слабоповышенным магнитным полем. Диориты и гранодиориты характеризуются повышенным гравитационным и положительным магнитным полями.

Рудоносная шовная зона расположена на контакте диоритов с вулканогенными породами. Диориты имеют гипидиоморфнозернистую структуру с размером зерен биотита, амфибола, плагиоклаза, кварца 0,1 мм. Акцессории – магнетит, апатит, вторичные минералы – хлорит, цоизит, альбит, карбонаты. Более поздние гидротермальные преобразования, предвещающие формирование золотой и золото-медной минерализации, – калишпатизация и березитизация. Измененные интрузивные тела имеют розовато-зеленовато-серую окраску. Калишпат (микроклин) развивается по плагиоклазу и амфиболу, образуя порфиробласты (местами до 4-6 см), пойкилиты, полосы, отдельные включения. Ассоциация кварц-серицит-мусковит-пирит характерна для березитизированных диоритов.

Внутриконтинентальные отложения D<sub>3</sub>-C<sub>1</sub> возраста (фамен-турне), несогласно перекрывающие более древние формации, располагаются на западе и северо-западе Хантауского района. Красноцветные осадки километровой мощности (алевролиты, алевропесчаники, песчаники, гравелиты) включают обломки вулканитов среднего и основного состава, гранитоидов, сланцев, песчано-глинистую фракцию, прослои с убогой сульфидной минерализацией (пирит). Они отмечаются отрицательными магнитным и гравитационным полями.

Магниторазведка в Хантауском районе является прямым методом поисков золото-медно-железорудных месторождений. По результатам наземной съемки масштаба 1:10 000 (сеть 100x20 м) была выявлена группа магнитных аномалий, в т.ч. аномалия Хантауского месторождения северо-западного простирания (протяженность 5 км, ширина 0,8-1,5 км, интенсивность от 130 до 1000 нТл). Скважиной № 1466, пробуренной в эпицентре аномалии, под чехлом рыхлых отложений мощностью 200-220 м в зоне смятия пород фундамента были вскрыты золотоносные гранат-пироксеновые, гранат-пироксен-магнетитовые, пироксен-магнетитовые скарны с обильным халькопиритом (до 50-60 %) (рис. 2). На Хантауском месторождении, по геологическим и геофизическим данным, выделены три рудных тела со следующими параметрами (с запада на восток): протяженность 2000, 450 и 800 м, мощность 90-100, 75 и 65 м, глубина залегания верхней кромки

300-400, 350 и 240 м. Рудные тела находят отчетливое выражение в остаточном магнитном поле  $\Delta Z$ . Крайнее восточное рудное тело, вскрытое скв. 1466, имеет стволовую мощность золото-медного интервала 88,0 м при средних содержаниях Au 1,62 г/т и Cu 0,94 %. Стволовая мощность интервала с магнетитовой рудой равна 153, 0 м, среднее содержание Fe 43,4 % (рис. 3).

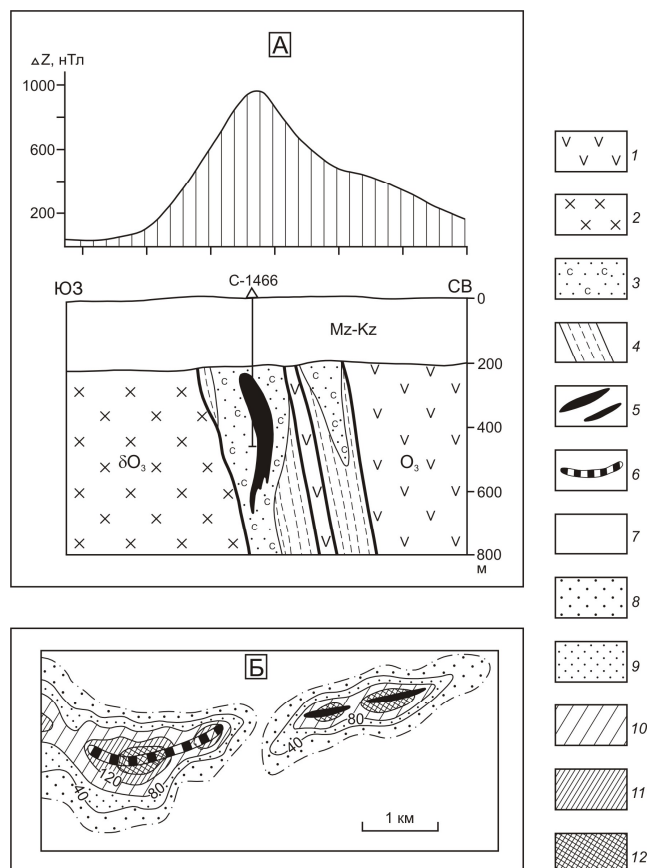


Рисунок 2 - Золото-медно-железорудное месторождение Хантауское. Геолого-геофизический разрез по профилю скв. 1466 (А) и позиция рудных тел в остаточном магнитном поле (Б), по С.И. Шевчуку: 1 – андезитовые и базальтовые порфиры; 2 – диориты, монзониты; 3 – гранат-пироксеновые скарны; 4 – зоны смятия; 5-6 – рудные тела: 5 – установленные по геофизике и подтвержденные бурением, 6 – тело, предполагаемое по магниторазведочным данным; 7-12 – интенсивность остаточных аномалий  $\Delta Z$ , нТл: 7 – менее 0, 8 – 0-40, 9 – 40-80, 10 – 80-120, 11 – 120-200, 12 – более 200

Изучение минералогических особенностей золотоносных халькопирит-магнетитовых руд месторождения Хантауское (М.М. Старова, И.В. Григорьева и др.) показало следующее. Минералами-индикаторами руд хантауского типа являются магнетит, халькопирит и самородное золото. Второстепенные минералы – мельниковит-марказит, марказит, пирит, сфалерит, галенит, кобальтин, никелин, сафлорит, раммельсбергит, герсдорфит, висмутин. Редко встречаются теллуриды Au и Ag (креннерит-калаверит), ульвошпинель, ильменит, рутил, миллерит, арсенопирит, молибденит, шеелит, виттихенит, смальтин, тетра-



димит, самородный Bi, самородное Ag, акантит, айкинит, аляскаит, касситерит.

Гипергенные минералы – лимонит, борнит, халькозин, ковеллин, сульфосоли Ag, куприт, самородная Cu, гидроокислы марганца.

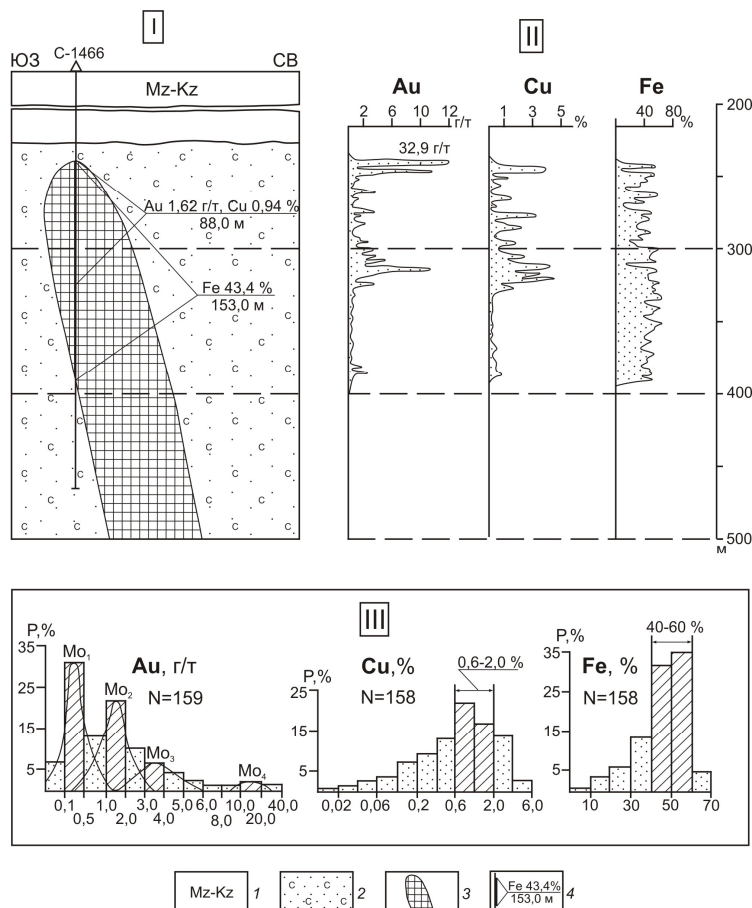


Рисунок 3 - Главное рудное тело Хантауского месторождения. Геологический разрез (I), распределение Au, Cu и Fe в скважине C-1466 (II), гистограммы содержаний Au, Cu и Fe (III), по С.И. Шевчуку, М.С. Рафаиловичу: 1 – мезо-кайнозойский рыхлый чехол; 2 – гранат-пироксеновые скарны; 3 – контур рудного тела; 4 – параметры оруденения: в числителе – средние содержания полезных компонентов, в знаменателе – стволовая мощность; N – количество проб

Главные нерудные минералы – пироксен 10-40 %, гранат гроссуляр-андрадитового ряда 10-50 %, актинолит 5-10 %. Второстепенные и редкие – скаполит, эпидот-цоизит, роговая обманка, калишпат, мусковит, биотит, хлорит, барит, гидрослюда.

Магнетит в рудном процессе занимает «транзитное» положение. Количество его от первых % до 30-70 %. Выделяются четыре морфогенетические разновидности.

Магнетит I – зерна 0,01-0,05 мм с реликтами пластинчатого гематита в скарновой породе. Он ассоциирует с хлоритом, ульвошпинелью, ильменитом.

Магнетит II – неправильные, часто скелетные выделения 0,01-0,5 мм среди позднего магнетита, халькопирита, марказита. Он слагает вкрапленно-гнездовые, массивные и пятнистые руды, содержит включения хлорита, рутила, ильменорутита, ульвошпинели, ильменита. Примеси в магнетите II: Ti 0,3-0,5 %, Mn 0,1-0,3 %, V до 0,05 %, Cr 0,04-0,1 %, Ni и Co 10-100 г/т, Cu до 0,5 %, Bi 10 г/т, Ag до 7 г/т, Sr до 80 г/т.

Магнетит III наблюдается в виде интерстициальных выделений среди пироксена и граната. Он слагает гнезда 1-3 мм, желваки и жилки мощностью до 1,0 см, участвует в образовании полосчатых, брекчиевых и массивно-пятнистых руд, ассоциируя с халькопиритом, пирротинном, сфалеритом. Магнетит III трещиноватый, участками дробленый. По трещинкам развит хлорит с редкими включениями самородных металлов (Au, Ag, Cu). Минерал содержит Ti 0,3-0,5 %, Mg более 0,5 %, Mn 0,2-0,4 %, V до 300 г/т, Co 0,01-0,06 %, Cu 0,3-1,0 %, Zn до 0,3 %, Ag 6-20 г/т, Pb 008 %.

Магнетит IV представлен интерстициальными выделениями 0,01-0,2 мм. В сростании с магнетитами II и III он слагает метаколлоидные, прожилковые, пятнистые и массивные руды. Примеси в магнетите IV: Ti до 0,5%, Mg более 0,08 %, Mn 0,08-0,3 %, V до 0,03 %, Cr до 0,08 %, Co 0,02 %, Cu 0,005-0,8 %, Ag 5-40 г/т, Bi до 30 г/т, Sr до 0,02 %.

*Халькопирит* образует пять разновидностей (от 1 до 20 %).

Халькопирит I – изометричные вкрапления до 10 мкм в плагиоклазе и пироксене.

Халькопирит II – полосчатый, линзовидный, ситообразный, локализован в магнетитовом агрегате. Мощность полос и линз халькопирита 0,1-10 мм. Внутреннее строение криптозернистое и двойниковое. Халькопирит II ассоциирует с магнетитом, пирротинном, сфалеритом, мельниковит-марказитом, пиритом, гранатом, пироксеном. Содержит Co 0,006-1,0 %, Zn 0,1-1,0 %, Mn до 0,05 %, Cr до 0,08 %, Ag 7-60 г/т, Sb до 0,005 %, Pb до 0,005 %.

Халькопирит III – аллотриоморфнозернистые интерстициальные и жилковидные выделения 0,01-0,1 мм в межзерновых пространствах граната и пироксена. Внутреннее строение решетчатое, двойниковое, оолитовое. Ассоциирует с гранатом, скаполитом, пироксеном, апатитом, магнетитом IV, пирротинном, арсенопиритом, пиритом, сфалеритом. Примеси: Ti 0,07-0,5%, Mn 0,06-0,2%, Cr 0,01-0,06%, Zn до 0,1%, Ag 7-20 г/т, Bi до 20 г/т, Sr до 80 г/т.

Халькопирит IV с актинолитом и хлоритом встречается среди магнетитовых образований, амфиболитизированных пироксенов, в интерстициях граната, эпидот-цоизит-гранатовых прожилках. Образует гнёзда 0,1-3 до 5-15 мм, прожилки мощностью 0,5-3 мм, каёмки 0,01-0,1 мм по сфалериту и мельниковит-марказит-пиритовому агрегату. Содержит: Ag 8-200 г/т, Au до 20 г/т, Ti до 0,4 %, Co и Mn до 0,5 %, Ni до 0,05 %, Zn до 1 %, Pb до 0,06 %, Cr 0,01-0,1 %, Bi и Sb до 0,05-0,08 %.

Халькопирит V выполняет метаколлоидные каймы шириной 0,01-0,1 мм по зернам халькопирита IV. Он ассоциирует с кварцем, хлоритом, кальцитом, баритом, самородными Au и Ag, калаверитом, теллуридами Cu и Bi.

*Золото* в рудах хантауского типа присутствует в трёх формах: примесной, самородной и в виде теллурида Au. Микроспектральным лазерным анализом установлены содержания Au, г/т: в арсенопирите и пирите 10-20, халькопирите до 10, борните до 40.

Самородное Au – определяющая форма нахождения благородного металла. Его выделения размером первые мкм-десятки мкм, очень редко первые сотни мкм ассоциируют с халькопиритом, пиритом, марказитом, герсдорфитом, магнетитом, сфалеритом, борнитом, висмутином, хлоритом. Интерстициальные и прожилковые выделения раннего Au

отмечаются в микрозонках дробления, развитых в пироксене, магнетите, халькопирите. Золото тесно связано с сульфидами гидротермально-метасоматического процесса – поздним халькопиритом, герсдорфитом, висмутином. Формы его кристаллические, изометричные и прожилковые. Кристаллическое Au (кубы) размером 30-40 мкм наблюдается в халькопирите III и IV. В скелетном пирите Au отмечено среди реликтов пирротина и халькопирита. Изометричные обособления Au и креннерит-калаверита размером 10-50 мкм наблюдаются в марказит-халькопиритовых агрегатах. В халькопирите по контакту с аляскаитом встречено несколько обособлений креннерит-калаверита. В борните, наложенном на эпидот-гранатовый скарн, присутствуют выделения самородного Au 10x30-50 мкм. Нередки ассоциации самородного золота, интерметаллидов Au и Ag и хлорита, приуроченные к трещинкам в магнетите, халькопирите, породообразующих минералах.

*Пирит* (от долей % до 5%, очень редко до 10-20 %) подразделяется на три разновидности.

Ранний пирит I ассоциирует с пироксеном, гранатом, магнетитом, пирротинном, халькопиритом II, мельниковит-марказитом, марказитом, сфалеритом. Представлен слабо индивидуализированными интерстициальными агрегатами с размером зерен от 0,1 до 3 мм. Внутреннее строение коллоидное, блоковое. Содержит примеси: Co 0,2 %, Ni до 0,03 %, Ti до 0,08 %, Cu до 0,7 %, Zn до 1,0 %, Mn 0,08 %, As 0,05 %, Sb до 0,01 %, Ag 7-80 г/т.

Пирит II сопряжен с минералами скарновой и пропилитовой стадий: пироксеном, гранатом, магнетитом, альбитом, скаполитом, халькопиритом III, марказитом, сфалеритом, никелином, саффоритом. Примеси в пирите II: Co, Mn, Zn до 0,2 %, Ni до 0,03 %, Cu до 0,3 %, Ti до 0,5 %, Cr до 0,07 %, Ag до 5-10 г/т.

Пирит III присутствует в халькопирит-магнетитовых рудах и на контакте рудных скарнов с кварц-хлорит-карбонатными прожилками. Иногда развивается по периферии пирита II. В агрегатах пирита III, находящихся в полосчатых халькопирит-магнетитовых рудах, установлены: метаколлоидные образования пирита I и плотный четко зональный пирит II. Пирит III содержит: Au до 20 г/т, Mn, Zn, Cu, Pb до 0,2-0,8 %, Co, Ni, Cr, As до 0,08 %, Ti до 0,05 %, Ag 7-60 г/т, Mo до 100 г/т.

*Марказит* (до 1-5%) образует сростания с халькопиритом, пирротинном и пиритом. В марказите в ассоциации с кварцем встречаются неправильные и прожилковидные выделения теллуридов Au и Ag. Примеси в марказите: Au до 10 г/т, Ag 5 г/т, Co, Mn, Cr, Cu до 0,01-0,03 %, Sn и Bi до 5-10 г/т.

*Пирротин* – интерстициальные выделения размером 0,1-0,5 мм между зёрнами пироксена и по трещинам в гранате. Он бисульфидизирован с образованием мельниковит-марказита. Содержит: Co, Cu, Zn до 0,3-0,5 %, Mn и Cr до 0,08 %, Pb до 0,02 %, Ag 5-50 г/т, Sn и Bi до 8-20 г/т.

*Сульфоарсениды* Fe, Co и Ni (до 1 %) представлены кобальтином, герсдорфитом, арсениопиритом.

Кобальтин в виде зональных кристаллов 0,01-0,2 мм и агрегатов до 2x3 мм приурочен к периферийным частям прожилкового халькопирита IV, находящегося на контакте с магнетитом. В межзерновых пространствах кобальтина отмечаются включения десятков мкм халькопирита, марказита, сфалерита и висмутина.

Герсдорфит (вкрапления до 0,2 мм) ассоциирует с висмутином и самородным золотом.

Арсенопирит образует раскрошенные выделения до 1,0 мм в тектонической брекчии. Иногда он наблюдается в ассоциации с молибденитом. Примеси в молибденит-арсенопиритовом агрегате: Au 10-20 г/т, Ag до 300 г/т, Co и Ni до 1,0%, Mn, Cu, Zn, Pb, Cr до 0,2-0,8 %, Ti 0,03-0,04 %.

*Сфалерит* (до 1-2%) имеет три разновидности.

Ранний сфалерит I отмечается в сростках с пирротинном, халькопиритом, магнетитом I в агрегате пироксена и граната. Он непрозрачный, с эмульсией халькопирита.

Сфалерит II (до 0,2 мм) – аллотриоморфнозернистые сростания с магнетитом, халькопиритом, мельниковит-марказитом, марказитом.

Сфалерит III – клейофан, слагающий каёмки по сфалериту II. Он ассоциирует с халькопиритом, марказитом, поздним пиритом, галенитом. С галенитом образует структуру взаимных границ. Галенит и сфалерит III иногда залечивают трещиноватый пирит.

*Арсениды Co и Ni* – сафлорит, раммельсбергит, никелин, смальтин – распространены локально (до 1-2 %). Пластинки 0,1-0,2 мм сафлорита и раммельсбергита ассоциируют с халькопиритом IV, пиритом, марказитом и актинолитом. На пирите II отмечаются кружева раммельсбергита. Никелин с сафлоритом образуют пламевидно-мермикитовую структуру распада в халькопирите IV. Сафлорит и смальтин в сочетании с висмутином и виттихенитом присутствуют в гнездах халькопирита.

*Галенит* формирует интерстициальные и прожилковые выделения 0,01-0,1 мм совместно со сфалеритом III, халькопиритом IV и V.

*Миллерит* как продукт распада встречается в халькопирите III в виде пластинок 0,05х 0,1 мм. Это гидротермально-метасоматическое образование.

*Минералы висмута* (от первых мкм до 0,1 мм) – висмутин, виттихенит, тетрадимит, айкинит и самородный Bi – продукты ранней гидротермальной стадии.

Висмутин и тетрадимит образуют включения в халькопирите IV, айкинит – кристаллы в кварце. Висмут самородный отмечен в зонах дробления магнетита и пироксена.

*Минералы Ag* представлены самородным Ag, сульфосолями Ag, акантитом, теллуридами Au и Ag. Наибольшее распространение имеют самородное Ag и его сульфосоли (1-10 мкм). Тонкие выделения Ag вместе с поздним хлоритом выполняют интерстиции и микропрожилки в рудных и породообразующих минералах.

*Теллуриды Au и Ag* (креннерит-калаверит) размером от первых мкм до 0,2 мм встречаются в марказите, халькопирите на контакте с аляскаитом и герсдорфитом. Они также наблюдаются в межзерновых пространствах и трещинках пироксена и магнетита.

Акантит неправильной формы (10х30 мкм) присутствует в мельниковит-марказитовом и марказит-пиритовом агрегатах.

Поисковый интерес представляют вторичные минералы меди – борнит, халькозин, ковеллин, куприт, самородная Cu, развитые в «голове» рудного тела. Размер их выделений до 100 мкм, редко до 1 мм (борнит). Борнит, халькозин, ковеллин замещают халькопирит по периферии зерен и трещинам. Среди гидроокислов железа наблюдаются тонкие выделения халькозина, ковеллина, куприта, самородной Cu, золота и сульфосолей Ag. Подобная ассоциация минералов развивается также по трещинкам и в межзерновых пространствах магнетита, халькопирита. В борните наблюдаются выделения самородного Au. Примеси в борните: Ag 80-600 г/т, Au до 40 г/т, Cr, Ti и Mn до 0,1-0,5 %, Bi и Sr 100-1000 г/т, Pb и V до 0,03-0,05 %.

Эндогенное минералообразование тесным образом связано с гранитоидами кордайшатыркольского комплекса. В раннюю пневматолитовую стадию в породах зоны смятия

плагиоклаз замещался скаполитом, альбитом, мусковитом, а пироксен роговой обманкой. Для поздней стадии автометаморфического процесса более характерен хлорит, развивавшийся по амфиболу. Образование пироксен-гранатовых скарнов происходило стадийно и сопровождалось крупнотоннажным магнетитовым и халькопирит-магнетитовым оруденением. Послескарновые процессы (пропилитизация, калишпатизация, березитизация, сульфидизация) охватывали зону смятия и ее борта, накладываясь на породы различного состава: сланцы, вулканиты, гранитоиды. Скарны и гидротермалиты представляли собой хорошо прогретую и легкорастворимую среду, благоприятную для воздействия поздних гидротермальных растворов. С гидротермально-метасоматической стадией связано отложение основной массы самородного Au, Ag, сульфидов, арсенидов, теллуридов, висмутсодержащих минералов.

Геохимический спектр месторождения Хантау составляют Au, Cu, Fe, Ag, Ti, Co, Ni, Mn, V, Mg, Zn, Cd, As, Bi, Mo, W, Sn, Te, Ba, Sr, Sb и другие элементы. Перечисленные индикаторы образуют собственные минеральные формы или входят в виде примеси в халькопирит, магнетит, пирит, пирротин и другие минералы. Промышленный интерес представляют (в скобках среднее и максимальное содержания): Au (1,6 и 32,9 г/т), Cu (0,94 и 4,71 %), Fe (43,4 и 65,1 %) и Ag (3,0-6,0 и 25,0 г/т). Медь, железо и серебро имеют мономодальное распределение с наиболее часто встречающимися концентрациями Cu 0,6-2,0 %, Fe 40-60 %, Ag 1,2-10,0 г/т (рис. 3). Для золота характерны четыре элементарных распределения со следующими модами, г/т: 0,1-0,5; 1,0-2,0; 3,0-4,0; 10-20. Отношение Au/Ag от 1:0,6 до 1:60, наиболее распространенные значения 1:2-1:6, среднее 1:3,8. Серебро слагает собственные минералы и как примесь концентрируется в магнетите и пирротине (до 10-50 г/т), марказите (5-100 г/т) пирите (следы до 800 г/т), арсенопирите (100-300 г/т), халькопирите (7-200 г/т), борните (80-600 г/т). Железо относительно равномерно распределено на всю мощность скарноворудного тела. Медью и золотом обогащены осевая зона и висячий бок. Золото наиболее тесно коррелирует с Cu и Ag; зависимость между концентрациями Au и Cu описывается параболической кривой, Au и Ag – линейным графиком (рис. 4).

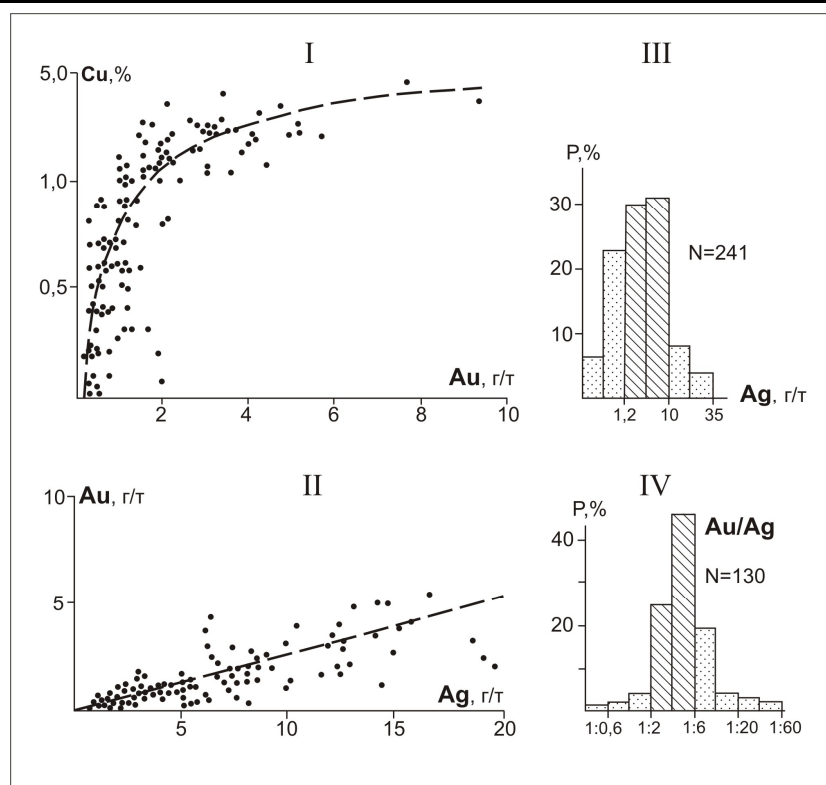


Рисунок 4 - Главное рудное тело Хантауского месторождения. Соотношения концентраций Cu и Au (I), Au и Ag (II), гистограммы распределения Ag (III) и Au/Ag (IV), N – количество проб (составил М.С. Рафаилович по материалам Хантауской партии)

Месторождения Хантауского района – нетрадиционный геолого-промышленный тип в недрах Казахстана. От привычных скарново-магнетитовых гигантов Торгая (Каचारское, Соколовское, Сарбайское) этот тип отличается крупным ресурсом золота, от золото-медно-скарновых объектов Саяк IV и Ешкеольмес – значительными скоплениями магнетита. Для месторождения Хантауское свойственны необычная структурная позиция, полнота развития аутометасоматических, контактово-метасоматических и гидротермальных изменений, оригинальные сочетания минеральных и геохимических ассоциаций. Значение хантауского типа в экономике Казахстана приобретает особое значение в связи с открытием гигантского Au-Cu скарноворудного района Эртсберг в Срединной вулканической дуге Ириан Джая на о. Новая Гвинея [3].

Прогнозно-поисковая модель месторождения Хантау важна для решения широкого спектра задач, связанных с оценкой перспектив «закрытых» территорий, повышением достоверности прогноза, проведением поисковых работ на конкретных объектах.

#### Список литературы

1. Смирнов А.В. Геология, геодинамика и минерагения Основной сутурной зоны Казахстанского палеоконтинента / А.В. Смирнов, М.С. Рафаилович, О.А. Федоренко // Современные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан. Ташкент, 2007. – С. 92–95.
2. Ужкенов Б.С. Сутурные зоны и крупные месторождения Центральной Евразии: геологическая позиция, металлогеническая специализация, критерии прогноза и поисков

- / В.С. Ужкенов, О.А. Федоренко, А.В. Смирнов и др. // Рудные провинции Центральной Азии. – Алматы, 2008. – С. 34-47.
3. Feebrey Craig A. Cooper and gold exploration in South-East Asia // SGA Newsletter. 1999. – № 7. – P. 5-10.

Получено 3.11.09

УДК 622.272

**Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник, К.А. Шушкевич**  
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ НИР НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ  
ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ ЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ**

Как известно, крупнейшими мировыми производителями минерального сырья в настоящее время являются США, Китай и Российская Федерация. В 2007 году Китай вышел на первое место в мире по производству цветных металлов [1].

Крупнейшая горнодобывающая компания Казахстана - корпорация «Казахмыс» входит в десятку мировых производителей меди. ТОО «Казцинк» поставило перед собой цель войти в пятерку мировых производителей цинка. Однако мировой экономический кризис негативно сказался и на ведущих горнодобывающих предприятиях нашего региона. Так, в настоящее время прекратили работу Греховский рудник Зырянского ГОКа ТОО «Казцинк» и Белоусовский рудник корпорации «Казахмыс», отложен до ноября текущего года пуск в работу Новоширокинского рудника ТОО «Казцинк» в Читинской области Российской Федерации, до последнего времени остро стоял вопрос о приостановке работы Тишинского рудника Риддерского ГОКа ТОО «Казцинк» и Иртышского рудника корпорации «Казахмыс». В управлении комплексов прошло сокращение штатов.

Существующие проблемы в горно-металлургическом секторе во многом объясняются существенным снижением котировок цен цветных металлов (за исключением благородных металлов) на Лондонской бирже металлов.

Несмотря на существующие проблемы, передовые горнодобывающие предприятия региона сохранили, а некоторые из них поставили цель повысить производственные мощности. Так, руководством ТОО «Казцинк» поставлена задача повысить объемы добычи руды на Риддер-Сокольном руднике РГОКа с 2100 до 4000 тыс. т в год, осваивается технология переработки руды месторождения Мунелла (Албания). Руководство компании «Северсталь» (Российская Федерация) планирует поднять производственную мощность Суздальского рудника АО ФИК «Алел» с 300 до 500 тыс. т руды в год, планируется строительство подземного бетоно-закладочного комплекса.

На каждом предприятии составляется и ежегодно обновляется перечень «узких» мест производства. Такой перечень «узких мест» и проблемных вопросов в горном производстве ТОО «Казцинк», требующих решения путем совершенствования технологии и техники безопасности, утвержден руководством компании в 2008 году: попадание людей в вертикальные горные выработки после проведения в них взрывных работ; бурение шпуров в бортах и кровле выработки под крепление, установка элементов крепления в горной выработке, особенно в слабоустойчивых и сильно нарушенных рудах и породах и в зонах тектонических нарушений; бурение и зарядание взрывных скважин в слабых, неустойчи-

вых и нарушенных зонах; выпуск горной массы из очистных дучек, особенно при нарушении «kozyрька» (лобовины); выпуск обводненной горной массы из рудоспусков; забушивание электровоза и вагонов как груженых, так и порожних (сход с рельсового пути).

Как известно, промышленные предприятия стараются заключать договоры с научно-исследовательскими институтами и вузами на выполнение НИР по направлениям, требующим безотлагательного решения на высоком научном уровне. Основными исполнителями НИР по совершенствованию процессов горного производства по заказу ТОО «Казцинк» в 2008 году являлись ДГП «ВНИИцветмет» НЦ КПМС РК, ТОО «Казцинк-тех», ДГП КазНИИБГП, ИГД им. Д.А. Кунаева, Пермский государственный технический университет и другие, в 2007 году - Российский государственный горно-разведочный университет (г. Москва), Санкт-Петербургский горный институт, Московский горный институт, ТОО «Геомар», НПП «Интеррин» и др.

Сотрудниками ВКГТУ им. Д. Серикбаева для горного производства ТОО «Казцинк» был выполнен ряд НИР по совершенствованию добычных и закладочных работ на Зыряновском и Риддерском ГОКах, также были выполнены проекты на закладку пустот отработанных камер Малеевского рудника.

Решение назревших на производстве проблем дает возможность снижать затраты на выпуск конечной продукции и повышать ее конкурентоспособность, улучшать условия труда, при этом уменьшая негативное влияние горного производства на окружающую среду. Кроме того, промышленные предприятия ежегодно финансируют НИР по оценке воздействия отходов производства на окружающую среду, мониторингу источников выбросов и подземных вод, предоставлению данных по загрязненности атмосферы и др.

На примере ТОО «Казцинк» можно ранжировать затраты корпорации в докризисное время на НИР по переделам и направлениям (рис. 1). Из представленной диаграммы видно, что основная часть финансовых средств, предназначенных на НИР, направлялась на совершенствование процессов обогащения и металлургии, а также на решение экологических проблем и совершенствование процессов горного производства. Затраты на НИР ТОО «Казцинк» в 2008 году по сравнению с 2007 годом выросли на 3,5 % (по переделам и направлениям: геология - на 80 %; металлургия - на 53 %; промышленная безопасность - на 41 %; по остальным направлениям произошло снижение выделяемых денежных средств).

Одним из перспективных направлений развития горнорудных компаний на сегодняшний день является диверсификация, основанная, в том числе, на вовлечении в эксплуатацию отходов горно-обогатительного и металлургического производства. Разработка ресурсосберегающей технологии закладочных работ на горнодобывающих предприятиях на основе диверсификации компонентов закладочной смеси дает возможность снизить себестоимость закладочных работ, занимающую в общей себестоимости добычи руды около 30 %, уменьшить негативное воздействие горных работ на окружающую среду и в конечном итоге повысить эффективность работы горнодобывающих предприятий.





Рисунок 1 - Объемы финансирования НИР ТОО «Казцинк» по направлениям исследований в 2008 году: 1 - геология; 2 - горное производство; 3 - обогащение; 4 - металлургия; 5 - управление качеством; 6 - экология; 7 - промышленная безопасность

Учитывая, что системы разработки с закладкой выработанного пространства в ближайшей перспективе составят основу технологии подземной добычи руд, исследования по изысканию более совершенных способов закладочных работ на малоцементной основе на сегодняшний день весьма актуальны. Представляются весьма перспективными также исследования по изучению свойств компонентов для приготовления закладочных смесей на наноуровне. Это совершенно новое направление исследований, которое возможно может привести к решению многих назревших проблем на горнодобывающих предприятиях.

Применение раздробленных или измельченных в порошок твердых материалов для закладочных работ за счет увеличения поверхности обрабатываемого вещества дает возможность значительно ускорить некоторые процессы, такие, как растворение и химическое взаимодействие.

Помол материала определяет технологические показатели ряда последующих и взаимосвязанных производств и влияет на качество конечного продукта. Установлено, что прочностные характеристики закладки существенно зависят от способа приготовления закладочной смеси. Прочность искусственного массива в значительной степени определяется равномерностью распределения в объеме смеси всех ее компонентов, которая в свою очередь зависит от процесса перемешивания. С повышением дисперсности материала возрастает энергия связей между частицами, что находит наглядное выражение в явлении коагуляции. Поэтому для разрушения первичных структур дисперсных систем требуется определенный уровень интенсивности механических воздействий. Осуществить это возможно в специальных смесителях-активаторах, а в последнее время стало актуальным применение шаровых мельниц.

С целью повышения эффективности процесса измельчения в мельницах необходимо создание таких условий измельчения материала, при которых обеспечивается выпуск конечного продукта с заданным гранулометрическим составом без переизмельчения при минимально необходимых энергиях разрушения частиц исходного материала.

Для аналитического описания оптимальных воздействий мелющих тел на измельчаемый материал чаще всего применяется закон Розина-Раммлера-Беннета. Рассчитанные с

его помощью теоретические значения близки к экспериментальным данным. Применение обобщенного распределения Розина-Раммлера позволяет повысить точность определения дисперсных характеристик продуктов измельчения, необходимых для прогнозирования свойств материалов и характеристик технологических процессов.

Распределение Розина-Раммлера может быть записано в следующем обобщенном виде:

$$R(\delta) = \exp(-\exp(P_{m+1}(\ln \delta))),$$

где  $\delta$  - характерный размер частиц ( $\delta \leq 75$  мкм);  $P_{m+1}(\ln \delta)$  - полином степени  $m+1$ .

В рамках научно-исследовательских работ под руководством профессора Л.А. Крупника нами на закладочном комплексе Малеевского рудника ЗГОК АО «Казцинк» были проведены лабораторные исследования закладочных смесей и режимов работы шаровой мельницы МШР 3600×4000 БЗК-2 с различной шаровой загрузкой для определения оптимальной загрузки мельницы шарами различных диаметров. Аппроксимируя полученные экспериментальным путем данные выхода фракций после мельничного помола легкой фракции отходов обогащательного производства и пустой породы, получаем параболическую зависимость отношения выхода фракций в процентах к их крупности, описываемую уравнением регресса  $b_1 = 47,1763 - 27,4263\Delta + 3,7154\Delta^2$  с коэффициентом корреляции  $r = 0,8194$ , что подтверждает правильность выбора закона Розина-Раммлера-Беннета для определения дисперсных характеристик продуктов измельчения, необходимых для прогнозирования свойств материалов и характеристик технологических процессов при теоретических расчетах. Таким образом, разработанная математическая модель гранулометрического состава продуктов измельчения для каждого конкретного материала, подвергающегося измельчению, в совокупности с математической моделью многофазного цикла движения мелющих тел позволяет определять оптимальные режимы работы загрузки и конструктивно-технологические параметры работы мельниц с учетом физико-механических свойств конкретного измельчаемого материала и требований к гранулометрическому составу продуктов измельчения. Смесей, обработанные в шаровой мельнице, характеризуются более интенсивной динамикой роста прочности при твердении, лучшими условиями гидратации и более высокой полнотой использования активности вяжущего (рис. 2).

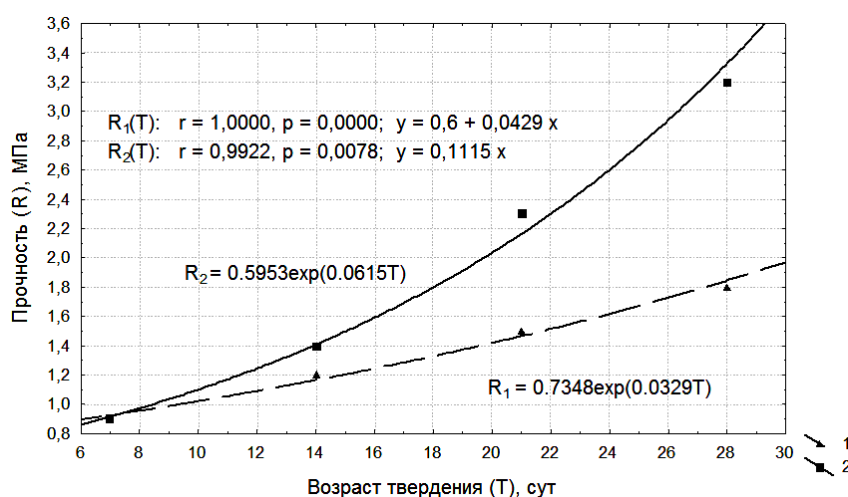


Рисунок 2 - Зависимость прочности закладки от способа приготовления: 1 - без обработки закладочных смесей (расход воды  $500 \text{ кг/м}^3$ ); 2 - с обработкой в шаровой мельнице (расход воды  $460 \text{ кг/м}^3$ )

Одним из перспективных направлений создания ресурсосберегающей технологии закладочных работ на подземных рудниках следует считать использование шахтной воды в технологическом процессе [2].

Для изучения влияния шахтной воды при использовании ее в качестве затворителя закладочной смеси на прочность закладочного массива были проведены опытно-промышленные испытания на Малеевском руднике, а затем лабораторные исследования полученных образцов закладки.

Исследования, проведенные в региональной университетской лаборатории инженерного профиля «ИРГЕТАС» на растровом электронном микроскопе японской фирмы «JEOL» (JSM-6390LV) с приставкой EDS (энергодисперсионная) фирмы «OXFORD», позволили определить структуру и вещественный состав образцов-кубов закладочного массива, сформированного из закладочной смеси, с использованием в качестве затворителя воды различного состава (рис. 3). Концентрации элементов воды, используемой для затворения закладочной смеси на Малеевском руднике, определены на масс-спектрометре с индуктивно-связанной плазмой ICP-MS 7500 сх американской фирмы «Agilent technologies». Диаграммы наибольших концентраций элементов в питьевой воде, шахтной воде и шахтной воде после ее очистки методом известкования, используемой для затворения цемента в закладочной смеси на Малеевском руднике, представлены на рис. 4.

Результаты лабораторных исследований образцов-кубов закладочного массива на прочность показали, что в возрасте 28 суток использование шахтной воды в качестве затворителя практически не влияет на прочность закладки для закладочной смеси следующего состава: цемент М-400 -  $60 \text{ кг/м}^3$ ; граншлак молотый, класс -0,08 -  $120 \text{ кг/м}^3$ ; граншлак молотый, класс +0,08 -  $120 \text{ кг/м}^3$ ; пески отвалыные + 2,5 -  $470 \text{ кг/м}^3$ ; легкая фракция + 2,5 -  $705 \text{ кг/м}^3$ ; вода -  $460 \text{ кг/м}^3$ , вода для затворения вяжущих использовалась трех химических составов (хозпитьевая вода с Хамирского водозабора; вода, выдаваемая из шахты, и шахтная вода, очищенная на очистных сооружениях Малеевского рудника методом известкования); химические добавки пластификатора - Pozzolith MR 25 и Pozzolith MR 55 [3]. Однако для выявления влияния шахтной воды на прочностные характеристики сформированных закладочных массивов в возрасте 90 и 360 суток и реологические свойства закладочных смесей целесообразно проведение дополнительных лабораторных и опытно-промышленных исследований.

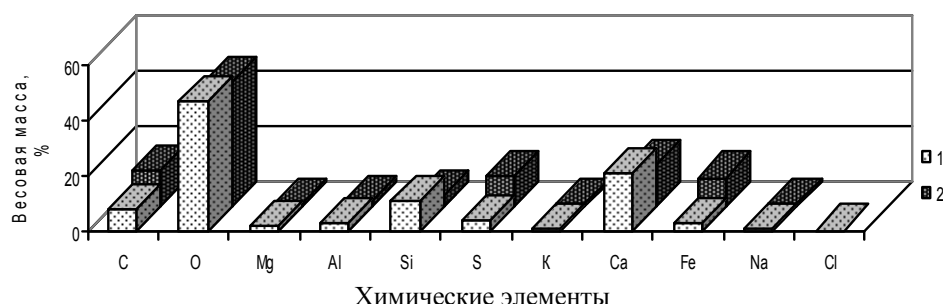


Рисунок 3 - Диаграмма вещественного состава образцов-кубов закладочного массива, сформированного из закладочной смеси с использованием хозяйственной и шахтной воды на Малеевском руднике: 1 - с использованием хозяйственной воды; 2 - с использованием шахтной воды

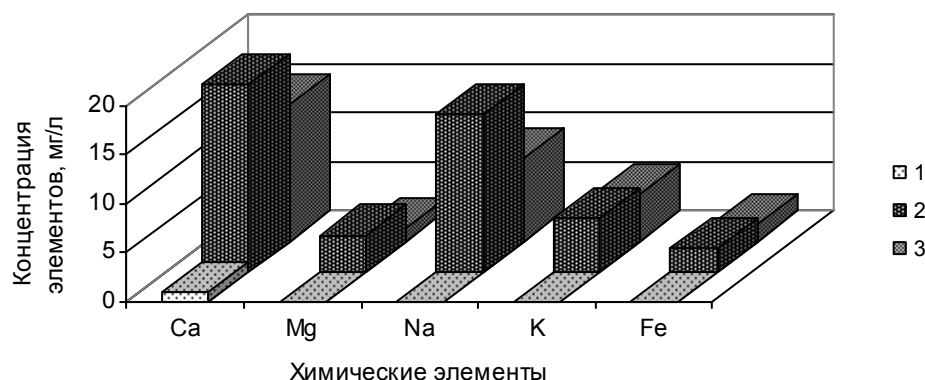


Рисунок 4 - Диаграмма наибольших концентраций элементов в питьевой воде, шахтной воде и шахтной воде после ее очистки методом известкования: 1 - при использовании хозяйственной воды; 2 - при использовании шахтной воды; 3 - при использовании шахтной очищенной воды методом известкования

Экономический эффект от вторичного использования шахтных вод для приготовления закладки достигается за счет исключения затрат на оплату за воду, применяемую в технологическом процессе, причем плата за хозяйственную воду сократится до минимума. Кроме того, снизятся экологические налоги или штрафы горнодобывающих предприятий за сброс шахтных вод во внешние водоемы. Таким образом, использование шахтной воды в технологическом процессе приготовления закладки на горнодобывающих предприятиях позволит снизить негативное влияние горных работ на окружающую среду и получить значительный экономический эффект.

Опыт закладочных работ на технически высокооснащенных подземных рудниках Восточного Казахстана показывает, что, несмотря на автоматизацию процесса приготовления закладочной смеси, характеристики сформированного закладочного массива не всегда соответствуют нормативным. Данная проблема весьма актуальна на сегодняшний день для подземных рудников ТОО «Казцинк», использующих для выемки запасов руд системы разработки с закладкой и сплошной выемкой. Недостаточная прочность закладочного массива (ниже нормативной) и его расслоение приводят к повышенному разубоживанию рудной массы закладкой, что негативно сказывается на процессе обогащения руды. Проектное разубоживание при одностороннем контакте с закладкой на Малеевском руднике принято 4,3 %. Наиболее сильное негативное влияние на извлечение металлов на обогатительной фабрике происходит при содержании бетона в рудной массе более 5 %. Считается [4], что повышение разубоживания рудной массы бетонной закладкой на 1 % влечет за собой снижение извлечения на обогатительной фабрике также на 1 %. Однако фактическое разубоживание за счет прихвата при отбойке рудного массива закладочным материалом в камерах II, III и особенно последних IV очередей (при двухстороннем боковом контакте с закладочным массивом) довольно часто превышает этот «пороговый» предел в 5 %. Неоднородность сформированных закладочных массивов даже при условии автоматизации технологического процесса приготовления закладочной смеси объясняется

в основном необходимостью ежесменной промывки бетоновода водой с поверхностного БЗК, что приводит к образованию слоистой структуры формируемого закладочного массива.

Одним из путей решения проблемы выемки запасов руд на контакте с закладочным массивом можно считать использование пенопласта для образования отрезного восстающего в закладочном массиве. Технология использования пенопласта для образования отрезного восстающего в закладочном массиве заключается в следующем. В отработанной камере перед началом закладочных работ на всю высоту подэтажной камеры 12,5 м со стороны обрабатываемого в дальнейшем рудного массива устанавливают друг на друга блоки пенопласта размерами 2х1х1 м. Установку блоков пенопласта производят из погрузочного заезда смежной камеры, расположенного на уровне кровли закладываемой подэтажной камеры. Установку блоков пенопласта осуществляют по направляющим тропам с помощью подвесных блочков сверху вниз и фиксируют на установленных в подходных выработках расстрелах, которые в дальнейшем возможно использовать для возведения изолирующих перемычек. После установки блоков пенопласта в выработанном пространстве и возведения изолирующих перемычек в пустоты отработанной камеры подают закладочную смесь. После закладки выработанного пространства и затвердения закладки компенсационное пространство со стороны закладочного массива образуют путем бурения и взрывания скважин на блоки пенопласта.

Экономический эффект от практической реализации технологии использования пенопласта для образования отрезного восстающего в закладочном массиве при стоимости 1 м<sup>3</sup> блока из пенопласта (размерами 1х1х1 м) 90 тыс. тенге (производство ТОО «Теплоизоляция» (г. Усть-Каменогорск) может составить 390 тыс. долл. США в год. Данная технология использования пенопласта для образования отрезных восстающих успешно применяется на подземном никелевом руднике Ланфранчи (Австралия). Нами был усовершенствован способ отбойки рудного массива на контакте с закладкой [5], проведен патентный поиск и подан ряд заявок на предполагаемые изобретения по совершенствованию технологии выемки запасов руд на контакте с закладочным массивом.

Весьма перспективным направлением также следует считать исследования по разработке технологии приготовления закладочных смесей на малоцементной и бесцементной основе [6, 7], а также исследования по разработке технологии подачи закладочной смеси на фланги рудных залежей за пределы самотечного режима транспортирования путем управления реологическими свойствами закладочной смеси.

#### Список литературы

1. Мониторинг рынка цветных металлов // Цветные металлы. - 2008. - № 6. - С. 4-7.
2. Гусев Ю.П. Ресурсосберегающие технологии добычи руды на Малеевском руднике Зырянского ГОКа (АО «Казцинк») / Ю.П. Гусев, Е.П. Березиков, Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник // Горный журнал. - 2008. - № 11. - С. 20-22.
3. Березиков Е.П. Пути диверсификации компонентов закладочных смесей в технологическом процессе приготовления закладки / Е.П. Березиков, Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник // Горный журнал Казахстана. - 2009. - № 4. - С. 16-19.
4. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. - М.: МГТУ, 2003. - 795 с.
5. Крупник Л.А. Выбор рациональной технологии выемки запасов руд на контакте с закладкой на Малеевском руднике ЗГОК АО «Казцинк» / Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник, А.Н. Морозов // Вестник Карту. - 2008. - № 4. - С. 25-28.
6. Каплунов Д.Р. Комбинированная геотехнология / Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова. - М.: Руда и металлы, 2003. - 560 с.
7. Крупник Л.А. Пути повышения подвижности закладочной смеси в горизонтальном ставе бетоновода / Л.А. Крупник, С.Н. Шапошник, Ю.Н. Шапошник // Сб. науч. тр. ИГД им. Д.А. Кунаева. - 2009. - Т. 77. - С. 62-67.

Получено 19.10.09

70 жас  
лет

КУТТЫКТАЙМЫЗ!  
ПОЗДРАВЛЯЕМ!



**ЖАКСЫЛЫКОВУ**  
**АСЫЛУ АБДРАХМАНОВНУ,**

кандидата физико-математических наук, до-  
цента кафедры технической физики

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

•

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

