

УДК 622.271.452.023.42:622.274.54

И.И. Айнбиндер, В.Н. Калмыков, Е.А. Романько

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРИГРУЗКИ
ПРИ ОТРАБОТКЕ ПРИКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ
СИСТЕМАМИ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ
РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД**

При комбинированной отработке месторождений в основании и бортах карьеров, поставленных в предельное положение, остаются запасы руды, которые отрабатывать открытым способом не рентабельно. Рудные зоны характеризуются сложной морфологией невыдержанностью контактов, растянутостью рудных участков по простиранию и высоте бортов. Отработку таких рудных участков ведут подземным или открыто-подземным способами. При отработке приконтурных запасов системами с обрушением руды и вмещающих пород обеспечивается высокая интенсивность освоения запасов и снижается себестоимость добычи руды. Формирование пригрузки является необходимым элементом технологии отработки мощных рудных зон, растянутых вдоль борта карьера, при этом пригрузка, наряду с изоляцией очистного пространства, выполняет функцию обеспечения устойчивости подработанного борта в период выемки запасов подземным способом, однако материал пригрузки является дополнительным источником разубоживания, в результате чего показатели извлечения руды снижаются.

Анализ результатов исследований, посвященных выпуску руды под налегающими породами, показал, что одной из причин повышенных потерь и разу-

боживания является фильтрация мелких частиц породы в рудную массу при выпуске. В связи с чем были проведены исследования по оценке влияния granulометрического состава пород пригрузки на показатели извлечения.

Для определения показателей извлечения руды при различной крупности материала пригрузки проведено физическое моделирование выпуска руды на эквивалентных материалах с соблюдением критериев подобия и граничных условий. Моделировался равномерно-последовательный выпуск руды. Отношение крупности среднего куска породы к крупности среднего куска руды равно— 2,28, 1,44 и 0,72. В процессе моделирования рассчитывались показатели потерь и засорения руды в блоке. Результаты моделирования выпуска руды под налегающими породами пригрузки при различных значениях отношения крупности среднего куска породы к крупности среднего куска руды представлены на рис. 1.

Для оценки изменения показателей извлечения от отношения крупности кусков породы к крупности кусков руды введены коэффициенты: изменения засорения в блоке K_3 и изменения потерь K_n :

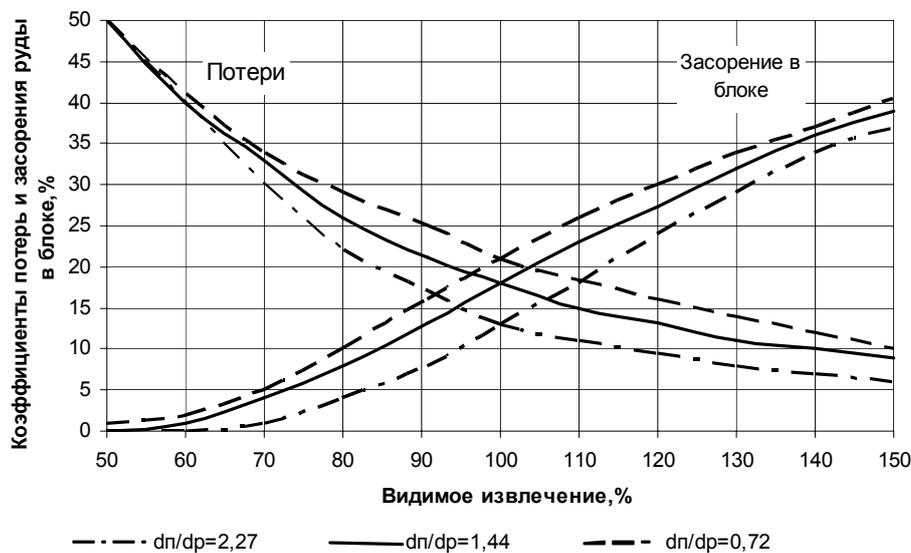


Рис. 1. Графики влияния крупности пород пригрузки на коэффициенты потерь и засорения руды

$$K_{\Pi} = \frac{\Pi_m}{\Pi_1}, \quad (1)$$

где Π_m - коэффициент потерь руды при текущем соотношении крупности кусков породы к крупности кусков руды, доли ед.; Π_1 - коэффициент потерь руды при равных крупностях кусков руды и породы, доли ед.

Аналогично и для засорения в блоке:

$$K_{\mathcal{Z}} = \frac{\mathcal{Z}_m}{\mathcal{Z}_1}, \quad (2)$$

где \mathcal{Z}_m - коэффициент засорения в блоке при текущем соотношении крупностей породы и руды, доли ед.; \mathcal{Z}_1 - коэффициент засорения в блоке при равных размерах кусков руды и породы, доли ед.

На основе проведенных исследований установлена зависимость влияния крупности пород и руды в изучаемых пределах на потери и засорение:

$$K_{\Pi, \mathcal{Z}} = 1,324 - 0,31 \cdot \frac{d_{\Pi}}{d_p},$$

где d_{Π} - средний размер куски породы, м; d_p - средний размер куски породы, м; коэффициент достоверности линейной аппроксимации $-R^2 = 0.9232$. В области фильтрации изменение потерь и засорения руды хорошо изучено в работах [1,2]. Проф. В.С. Шеховцов в работе [2] отмечал, что в результате проводимых им опытов – физического моделирования на эквивалентных материалах получены следующие закономерности: с увеличением крупности дробления руды с 250-500 мм до 1000-1200 мм (в 2-5 раз) разубоживание за счет проникновения мелкокусковых пород крупностью 30 мм возрастает в 5,2 раза; с увеличением крупности налегающей породы от 30 до 1500мм извлечение чистой руды повышается в 1,3 раза, а потери снижаются в 1,8 раза. Характер изменения потерь и засорения в зависимости от отношения



Рис. 2. Зависимости влияния крупности средних кусков породы и руды на изменение потерь и засорения руды

крупностей среднего куска породы к крупности среднего куска руды подчиняется линейной зависимости:

$$K_{п,з} = 1,843 - 4,34 \cdot \frac{d_n}{d_p}, \quad \text{коэффициент}$$

достоверности линейной аппроксимации – $R^2 = 0,8432$ (рис.2).

Исследования показали, что фильтрация мелких пород приводит к увеличению потерь и разубоживания руды в 1,2-2 раза, а при увеличении отношения крупности породы к крупности руды до 1,5-2 раз потери и разубоживание снижаются в 0,6-0,8 раз по сравнению с показателями извлечения при выпуске руды под породой равных средних размеров кусков. Поэтому для сохранения минимальных значений потерь и разубоживания необходимо отсекал ту часть мелких кусков породы, крупностью меньшей в 0,13 раз кондиционного размера куска руды, которые в процессе выпуска будут приводить к повышенным потерям и разубоживанию.

Таким образом, удаление мелких кусков породы из материала пригрузки позволяет повысить показатели изв-

чения, для чего необходимо ввести в технологический процесс отработки приконтурных запасов классификацию пород отвалов перед использованием их в качестве материала пригрузки.

Минимальный размер куска материала пригрузки принимается из условия непроникновения кусков породы через зазоры между кусками руды. Оценка просачивания производится по методике проф. В.С. Шеховцова [2]: проникать в зазоры между кусками руды будут породы крупностью меньшей $d_{p,n} = 0,8 * d_z$ где d_z – размер зазоров между кусками руды. Расчетный (средний) диаметр зазора между кусками обрушенной руды:

$$d_z = d_{ср.р} \left(\sqrt[3]{K_p} - 1 \right), \quad (3)$$

где d_z - диаметр зазора (поры) между кусками обрушенной руды, м; $d_{ср.р}$ - средний размер куска руды, м; K_p - коэффициент разрыхления руды, $K_p = 1,8$.

В качестве среднего размера куска руды принимается кондиционный кусок размером 0,4 м, поскольку средний раз-

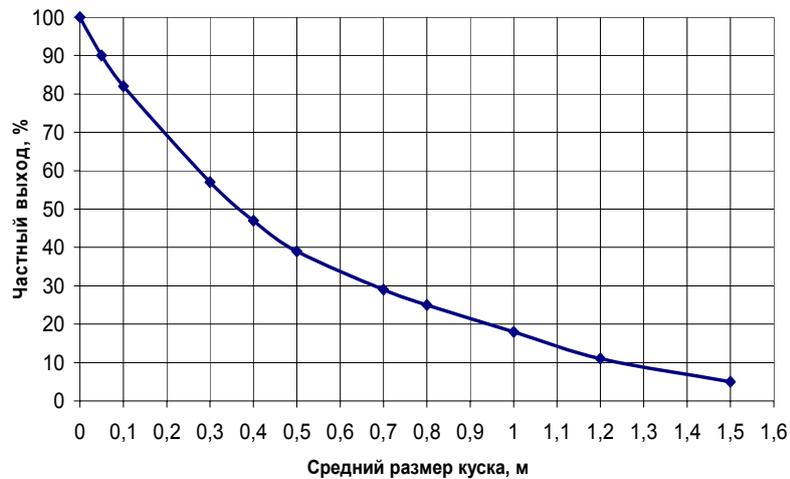


Рис. 3. Характеристика крупности скальных пород отвалов

мер кусков руды меньше кондиционного, обеспечивается дополнительный запас в размерах кусков руды, следовательно, отношение между крупностями кусков материала пригрузки и руды будет больше, что при выпуске руды из блока обеспечит лучшие показатели извлечения. На основе приведенного расчета средний размер кусков материала пригрузки по фактору непроникновения материала пригрузки в руду составляет 0,07 м. Для сопоставления результатов выпуска средняя крупность кусков материала пригрузки так же принимается из расчета превышения среднего куска материала пригрузки в 2 и 3 раза максимального куска руды. При этом технологический процесс классификации материала пригрузки весьма трудоемкий: осуществляется с помощью колосниковых грохотов с размерами отверстий 700 мм, 400 мм, 200 мм и 70 мм. Таким образом, максимальный размер куска руды принимается равным 400 мм; классы крупности пород пригрузки $-1,2+0,7$ м, $-1,2+0,4$ м и $-1,2+0,07$ м.

Гранулометрический состав отвальных пород представлен в работе [4]. Установлено, что объемы, пригодные для формирования структурированной пригрузки крупностью $-1,2+0,7$ м составляют 18 % от всего объема пород отвала, при крупности материала пригрузки $-1,2+0,4$ м – 36 %, при крупности пород пригрузки $-1,2+0,07$ м – 71 %, а для базового варианта крупности пригрузки – без классификации, удаления мелких кусков породы $-1,2+0,01$ м – 100 % (рис. 3).

Затраты на подготовку и формирование пригрузки состоят из затрат на классификацию, транспортирование к месту отсыпки и затрат на экскавацию, с учетом выхода требуемого класса материала пригрузки из пород отвалов.

Для определения прогнозных показателей извлечения при различных крупностях материала пригрузки и руды использована методика, представленная в работе [3], дополненная полученными зависимостями влияния

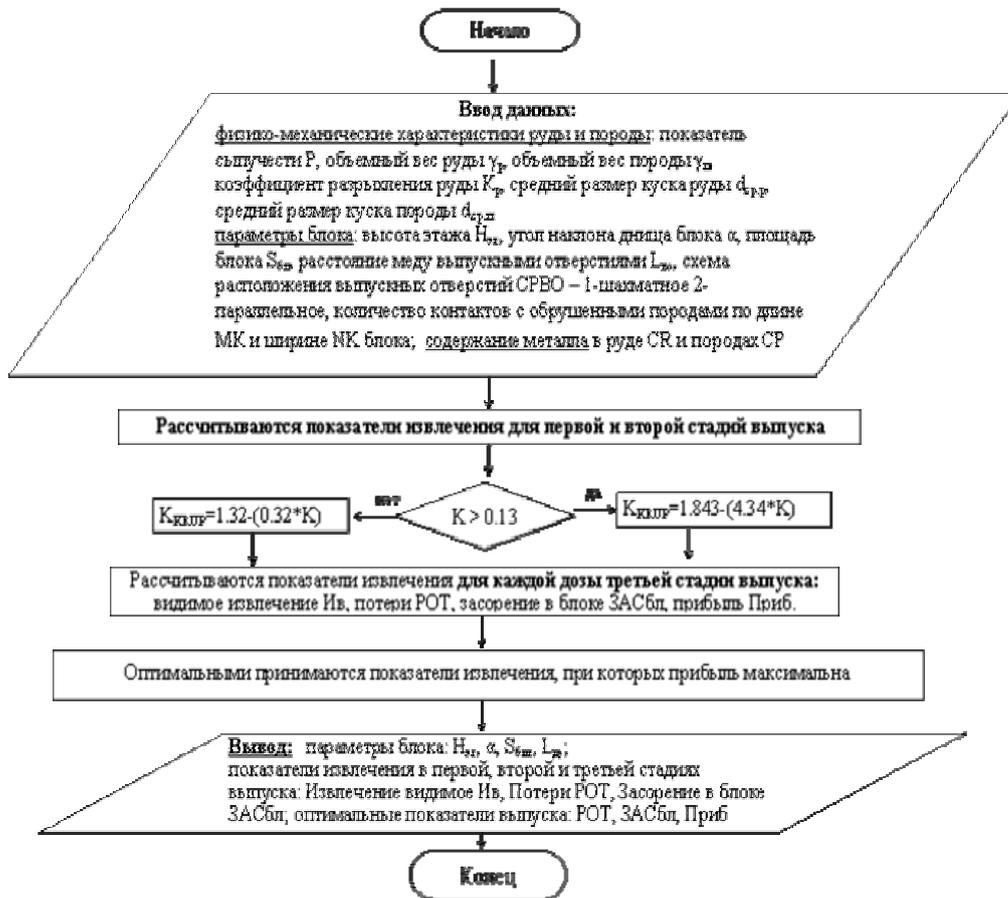


Рис. 4. Алгоритм оптимизации показателей извлечения с учетом отношения крупности материала пригрузки к крупности руды

крупности материала пригрузки и руды на показатели извлечения. Алгоритм расчета представлен на рис. 4.

Расчеты по предлагаемому алгоритму для условий $S_{бр} = 2500 \text{ м}^2$; $H_{эт} = 80 \text{ м}$; $L_{до} = 10 \text{ м}$; $C_{Cu} = 4\%$; $z = 300 \text{ руб/т}$ показывают, что с увеличением отношения крупности среднего куска породы к крупности среднего куска руды с 0,025 до 1,75 прогнозные показатели извлечения потерь и засорения уменьшаются с 15 до 7 %. Оптимальные показатели извлечения для тех же усло-

вий уменьшаются: потери с 18,71 до 8,26 %, засорение с 6 до 2,5 %.

Высота пригрузки определяется из условия поддержания подработанного борта карьера в устойчивом состоянии с учетом параметров подработки рудной зоны. Для аналитических расчетов высоты пригрузки предложена методика на основе теории предельного равновесия с учетом инженерно-геологических условий месторождения и горнотехнической ситуации на подлежащем отработке комбинированным способом участке месторождения. В основу методики по-

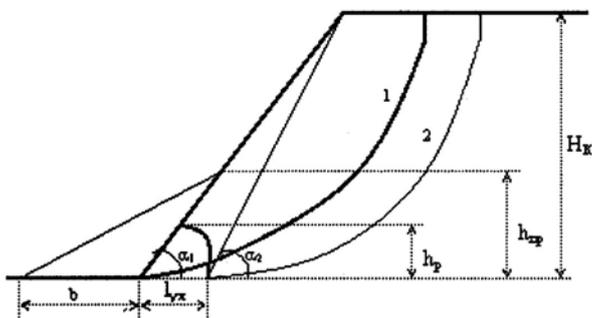


Рис. 5. Схема к определению параметров пригрузки, обеспечивающей устойчивое состояние подрабатываемого борта: 1 – положение линии скольжения борта, поставленного в предельное положение с соответствующим K_{3y1} ; 2 – положение в массиве линии скольжения подработанного борта карьера с соответствующим K_{3y2} ; α_1 – угол откоса борта поставленного в предельное положение, град;

α_2 – угол откоса подработанного борта карьера, град; h_p и l_{yx} – соответственно высота и длина рудной зоны, подлежащей выемке подземным способом, м; h_{np} – высота пригрузки, м; b – ширина развала пород пригрузки, м.

ложено утверждение, что пригрузка должна компенсировать уменьшение сдвигающих сил за счет изменения поверхности скольжения вследствие подработки борта карьера.

В качестве исходных данных для расчета используются следующие горно-технические характеристики по соответствующему разрезу откоса борта: глубина карьера H_k , угол откоса борта карьера α_1 , физико-механические свойства руд и пород, слагающих массив: объемный вес γ , H/m^3 , сцепление в массиве C , МПа, угол внутреннего трения φ , град (рис. 5).

Угол откоса борта карьера после отработки рудной зоны:

$$\alpha_2 = \arctg \frac{H_k}{\frac{H_k}{\operatorname{tg} \alpha_1} - l_{yx}} \quad (4)$$

Высота пригрузки из условия компенсации потери устойчивости при выемке приконтурных запасов в борту карьера:

$$h_{np} = \sqrt{\frac{2 * S}{\operatorname{ctg} \varphi_e - \operatorname{ctg} \alpha_2}} \quad (5)$$

где S – площадь призмы скольжения, сдвигающие силы которой необходимо компенсировать созданием пригрузки,

m^2 ; φ_e – угол естественного откоса пород пригрузки, град.

Площадь пригружаемой поверхности скольжения включает в себя разницу площадей поверхностей скольжения после и до подработки борта карьера подземными горными работами, а также площади подработанного подземными горными работами треугольника, ограниченного первоначальным откосом борта карьера с одной стороны, и с другой откосом борта карьера подработанного.

Таким образом, площадь призмы скольжения, сдвигающие силы которой необходимо компенсировать созданием пригрузки:

$$S = \frac{2 \cdot \gamma \cdot H_k^3 - 3 \cdot c \cdot H_k^2}{6 \cdot c} \times \left(\frac{\operatorname{tg} \alpha_2 - \operatorname{tg} \varphi}{\operatorname{tg} \alpha_2} - \frac{\operatorname{tg} \alpha_1 - \operatorname{tg} \varphi}{\operatorname{tg} \alpha_1} \right) + H_k (H_k - h_p) \cdot \left(\frac{1}{\sin \alpha_2} - \frac{1}{\sin \alpha_1} \right) \quad (6)$$

где c – сцепление в массиве, МПа; γ – объемный вес, H/m^3 ; $\alpha_{1,2}$ – угол откоса

Таблица 1
Результаты расчета высоты пригрузки

	Высота пригрузки при $C=0,6$ МПа					Высота пригрузки при $C=0,8$ МПа				
	$h_p=30$ м					$h_p=30$ м				
$l_{yx}, \text{м}$	10	20	30	40	50	10	20	30	40	50
	193,5	262,9	310,1	345,9	374,5	150,9	205,0	241,9	270,1	292,5
	$l_{yx}=20$ м					$l_{yx}=20$ м				
$h_p, \text{м}$	10	20	30	40	50	10	20	30	40	50
	259,4	261,1	262,9	264,6	266,3	200,6	202,8	205,	207,2	209,4

борта карьера до (α_1) и после (α_2) подработки, град; φ - угол внутреннего трения, град; H_k - высота откоса карьера, м;

Объем пригрузки с учетом выработанного пространства в борту карьера и ширина развала пород пригрузки:

$$V_{пр} = 0,5 \cdot h_{пр} \cdot b \cdot l_{пр} + l_{yx} \cdot h_{пр} = h_{пр} (0,5 \cdot b \cdot l_{пр} + l_{yx}) \quad (7)$$

$$b = h_{пр} \cdot ctg\varphi_e - l_{yx} \quad (8)$$

где $l_{пр}$ - длина пригрузки вдоль борта карьера, для условий плоской задачи принимается равной $l_{пр} = 1$ м.

С использованием предлагаемой методики проведены расчеты высоты пригрузки, обеспечивающей устойчивое состояние подработанного борта карьера для условий: глубина карьера $H_k = 350$ м; угол откоса борта карьера $\alpha = 35$ град; объемный вес пород $\gamma = 2,7$ Н/м³; угол внутреннего трения $\varphi = 28^\circ$; угол естественного откоса $\varphi_e = 30^\circ$. Результаты расчета представлены в табл. 1.

Для условий ОАО «Александринской ГРК» рассчитана высота пригрузки для поддержания подработанного борта карьера в устойчивом состоянии. Исходные данные: глубина карьера $H_k = 290$ м; угол откоса борта карьера $\alpha = 31^\circ$; объемный вес пород $\gamma = 2,7$ Н/м³; угол внутреннего трения $\varphi = 28^\circ$; угол естественного откоса $\varphi_e = 28^\circ$. Параметры от-

рабатываемого блока: высота 50 м, длина по простиранию 100 м, длина вкрест простирания 20м, т.о. объем запасов блока $V_{бл} = 87,5$ тыс. м³ = 245 тыс. т. Высота пригрузки, обеспечивающая устойчивое состояние подработанного борта карьера $h_{пр} = 130$ м. Ширина развала пород пригрузки $b = 224,5$ м, объем пригрузки $V = 27,6$ тыс. м³ = 77,26 тыс. т.

Для сопоставления предлагаемой методики с существующими были проведены расчеты для условий отработки приконтурных запасов ОАО «Александринская горнорудная компания». Для этого воспользовались методиками, представленными в работах [5, 6], в которых устойчивость неподработанного борта карьера обеспечивается за счет создания пригрузки, вес которой компенсирует недостаток удерживающих сил, действующих по поверхности скольжения борта карьера. Последовательность расчета следующая: строится поверхность скольжения борта карьера и по ней производится анализ действующих сил: удерживающих (силы сцепления и трения) и сдвигающих, на основе которых производится расчет высоты пригрузки.

В одном случае [5], пригрузка компенсирует снижение удерживающих сил при подработке борта карьера, а расчет высоты пригрузки основан на том, что, на вертикальный откос воздействует вес объема пригрузки, сползающей под углом внутреннего трения к горизонтальной поверхности.

$$H_{np} = \sqrt{\frac{4 \cdot K_p \cdot (T - N)}{\gamma_{np} \cdot \cos \varphi}} \quad (9)$$

где K_p - коэффициент разрыхления пород пригрузки; T - сумма сил, сдвигающих призму скольжения, МН; N - сумма сил, удерживающих призму в равновесии, МН; γ_{np} - объемный вес пород пригрузки, МН/м³; φ - угол внутреннего трения пригрузки, град.

В другой методике [6] высота пригрузки также рассчитывается, исходя из компенсации удерживающих сил:

$$H_{np} = \sqrt{\frac{2 \cdot S}{ctg \varphi_e - ctg \alpha}}, \quad (10)$$

где φ_e - угол естественного откоса пород пригрузки, град; α - угол откоса борта карьера, град; S - площадь пригрузки, м².

$$S = \frac{Q_{np}}{\gamma} \quad (11)$$

где Q_{np} - масса призмы отсыпаемых пород, кг; γ - объемная масса отсыпаемых пород, кг/м³.

$$Q_{np} = \frac{(K_{3Y}^H - K_{3Y}^\Phi) \cdot T}{9,81 \cdot tg \varphi_k} \quad (12)$$

где K_{3Y}^H - номинальный коэффициент запаса устойчивости, $K_{3Y}^H = 1,3$; K_{3Y}^Φ - фактический коэффициент запаса устойчивости, рассчитанный по поверхности обрушения методом алгебраического сложения сил; T - сумма сдвигающих сил, МН; φ_k - угол трения пород по подошве пригрузки, град.

На геологическом разрезе подлежащей обработке рудной зоны по методике ВНИМИ проведена наиболее вероятная линия скольжения борта карьера, оценка

устойчивости показала превышение сдвигающих сил: $T = 259,81 \text{ МН}$; $N = 197,08 \text{ МН}$; $K_{3Y} = 0,76$.

Необходимая высота пригрузки для обеспечения устойчивого состояния борта карьера, рассчитанная по методике представленной в работе [6] составляет 135 м, по методике [5] равна 137 м. Результаты расчетов высоты пригрузки по предлагаемой методике хорошо согласуются с результатами расчета по существующим методикам.

Преимуществами предлагаемой методики являются: относительная простота расчетов, отсутствие расчета сумм удерживающих и сдвигающих сил по поверхности обрушения для оценки устойчивости подработанного борта, возможность варьирования параметров пригрузки в зависимости от требуемой устойчивости подработанного борта карьера после извлечения запасов, параметры пригрузки увязаны с геометрическими размерами рудной зоны: устойчивость борта определяется из длины рудной залежи, на высоту пригрузки влияет высота рудной зоны в борту карьера.

Расчет экономической эффективности от применения структурированного материала пригрузки при обработке системами с обрушением руды и вмещающих пород приконтурных запасов ОАО «Александринская горнорудная компания» приведен в табл. 2.

Для рассматриваемых условий равноценными являются варианты схем подготовки материала пригрузки крупностью: -1,2+0,4 м, который характеризуется максимальной прибылью – 449,28 руб/т, потери снизились на 10,06 % по сравнению с базовым вариантом, второй - с крупностью материала пригрузки - 1,2+0,07 м, который характеризуется прибылью 440,14 руб/т и снижением по-

Таблица 2

Технико-экономические показатели освоения прикарьерных запасов при различном гранулометрическом составе пород пригрузки.

Крупность материала пригрузки, м	-1,2+0,7	-1,2+0,4	-1,2+0,07	-1,2+0,01
Потери, %	11,25	14,63	18,27	24,69
Засорение в блоке, %	2,5	3,1	5,04	7,89
Затраты на добычу и переработку, в том числе затраты на подготовку и формирование пригрузки, руб/т,	1536,29	1501,74	1462,94	1478,94
	183,35	148,8	132,35	123
Извлекаемая ценность, руб/т	2025,97	2021,07	2015,37	2006,81
Прибыль, руб/т	439,3	449,28	440,14	404,52

терь на 6,42 % по сравнению с базовой схемой подготовки пригрузки. Таким образом, предлагаемая структурированная пригрузка крупностью -1,2+0,4 м позволяет за счет снижения потерь и разубоживания руды при выпуске повысить прибыль на 44,76 руб/т, в случае применения материала пригрузки крупностью -1,2+0,07 м прибыль увеличится на 35,62 руб/т по сравнению с базовым вариантом.

Исходя из представленных результатов исследований, применение скальных пород отвалов, из которых удалена мелкая фракция в качестве материала пригрузки при отработке приконтурных за-

пасов системами с обрушением руды и вмещающих пород позволяет повысить показатели извлечения до уровня, характерного для систем разработки с закладкой выработанного пространства. Поэтому область применения систем с обрушением руды и вмещающих пород при отработке приконтурных запасов может быть существенно расширена и экономически оправдана при отработке ценных руд благодаря применению классифицированных пород пригрузки, обеспечивающей снижение потерь и разубоживания на 7-14 % за счет удаления мелких кусков материала пригрузки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бudyко А.В., Мезин А.И. Фильтрация разубоживающих пород на руднике Молибден // Горный журнал. – 1970. – №2. – с. 47-51
2. Шеховцов В.С. Создание технологии разработки сложноструктурных залежей под мощными рыхлыми отложениями с защитным слоем руды. Дис.док.техн.наук. – Новокузнецк, 1997. – 229с.
3. Слащилин И.Т., Романько А.Д. Прогнозирование показателей извлечения руды при системах разработки с массовым обрушением руды. Уч. пособие. Свердловск: изд. УПИ им. С.М.Кирова, 1980. – 53 с.
4. Закладочные работы в шахтах. Справочник/ Под ред. Бронникова. Д.М., Цыгалова М.Н. – М: Недра, 1989. – 400с.
5. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003.- 560с.
6. Русаков Б.А. Геомеханические расчеты открытых горных работ. - Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2001. – 144с.

Коротко об авторах

Айнбиндер И.И. – Институт проблем комплексного освоения недр РАН,
Калмыков В.Н., Романько Е.А. – Магнитогорский государственный технический университет.

