

А.Л. Билин, Г.О. Наговицын, С.В. Казачков

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ УГЛУБОЧНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ГРУППИРОВАНИЕМ УСТУПОВ НА НИЖНИХ ГОРИЗОНТАХ КАРЬЕРА*

Предложено развитие теоретических и методических основ расчета углубочной системы разработки при воспроизводстве готовых к выемке и подготовленных запасов руды. Обеспечивается планомерно-циклическое развитие рабочей зоны карьера для разных темпов углубки карьера.

Ключевые слова: Параметры углубочной системы разработки, углубка карьера, концентрация горных работ, шаг подвижки борта.

Ковдорский горно-обогатительный комбинат (ГОК) явился в России пионером применения новой конструкции борта карьера, использующей уступы с вертикальными откосами. На карьере был выполнен широкий круг исследовательских и опытно-промышленных работ. В ходе исследований была показана возможность повышения угла наклона борта карьера с 38–40° до 53–56°. При этом горно-геологические условия Ковдорского железорудного месторождения с близким к вертикальному падением рудных тел определили ориентацию на стратегию увеличения глубины карьера примерно на 300 м при сохранении прежних границ карьера по поверхности. В качестве сектора, ограничивающего глубину нового пространственного этапа доработки карьера, выступил юго-восточный борт карьера, на котором размещается промплощадка комбината с корпусами дробления и измельчения, магнитной обогатительной фабрикой.

Для реализации нового этапа разработки месторождения была выполнена доразведка запасов в интервале

-350÷-660 м, на основе которой проектным институтом сделано технико-экономическое обоснование условий [1].

Ведутся работы по обоснованию схемы вскрытия глубоких горизонтов карьера. В качестве одной из перспективных предложена схема использования подземного транспортного комплекса, включающего наклонные и горизонтальные конвейерные стволы и рудоспуски в рабочей зоне карьера [2].

При переходе от существующего проектного контура с отметкой дна -350 м к новому с дном на -660 м предполагается осуществить частичную реконструкцию борта карьера с вовлечением в отработку запасов руды в торцах карьера и по бокам рудной залежи за пределами существующего проектного контура. Эти работы будут осуществляться параллельно с дальнейшей углубкой карьера в рамках существующего проектного контура, который будет переведен в статус этапного контура (с небольшими конструктивными изменениями).

* Исследования выполнены в рамках гранта по приоритетному направлению деятельности РФ «Проведение фундаментальных научных исследований и поисковых научных исследований отдельными научными группами» № 14–17-00761 (научн. рук. акад. Н.Н. Мельников).

В частности, на этапном контуре отпадает необходимость использования контурного шелеобразования и сдвигания уступов, вследствие чего угол наклона борта карьера на этапном контуре будет ниже, чем на прежнем проектном контуре. При новой конструкции борта карьера угол наклона конечного контура существенно повышается (до 50–55–60°) в различных инженерно-геологических секторах нижней высотной зоны карьера. Ввиду этого расстояние между реконструируемым и новым проектным контурами составляет относительно малую величину – работы по разному существующего контура будут сопровождаться работами по постановке контура в новое конечное положение (рис. 1).

При этом встал вопрос об обеспечении высоких темпов углубки, особенно при доработке карьера.

Известно, что темп понижения добычной зоны карьера зависит от активной рудной площади. При одной и той же производительности карьера

по руде необходимая скорость углубки карьера будет тем выше, чем меньше горизонтальная рудная площадь в пределах карьерного пространства. По мере сокращения площади карьера на конкретных горизонтах необходимо повышать скорость углубки. А для этого необходимо приводить параметры вскрышной зоны карьера в соответствие с темпом углубки добычных работ.

Вопрос обоснования параметров системы разработки открытых горных работ был рассмотрен применительно к трем возможным производительностям – 16, 20 или 25 млн т руды в год. При этом в будущем возможен переход бортового содержания по условному железу с 15 на 9%. Все это задавало необходимый разброс вариантов расчета.

Для уяснения сложившихся горно-геологических условий доработки запасов руды карьером рудника «Железный» Ковдорского ГОКа рассмотрена зависимость запасов руды от глубины (рис. 2). Балансовая руда

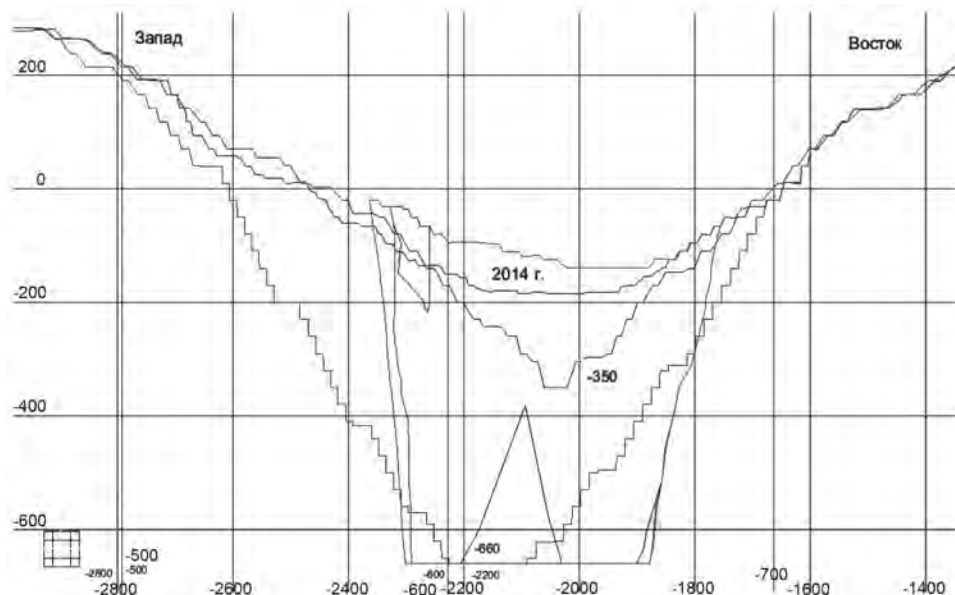


Рис. 1. Поперечный разрез карьера Ковдорского ГОКа

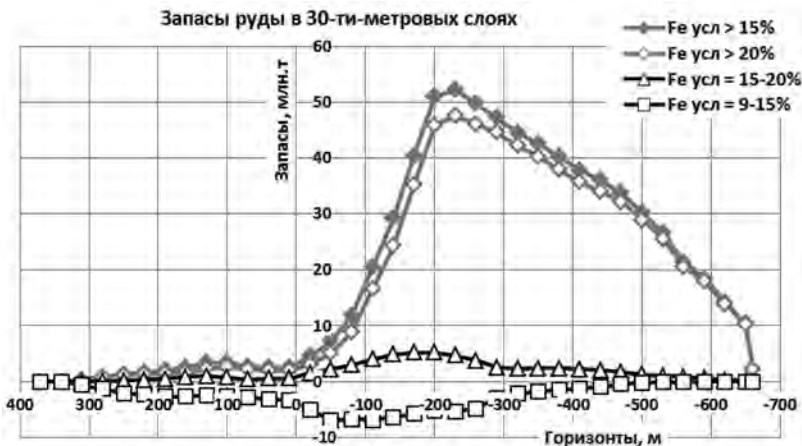


Рис. 2. Зависимость запасов руды в контурах карьера от глубины разработки

(с содержанием $Fe_{\text{усл}} > 15\%$) включает в себя относительно богатую руду (с содержанием железа условного $> 20\%$) и околобалансовую прирезку (с содержанием $Fe_{\text{усл}}$ от 15 до 20%). Последняя представляет собой частичную «оторочку» вокруг рудного тела.

Одновременно выделены забалансовые руды (с содержанием $Fe_{\text{усл}}$ от 9 до 15%), переработка которых в определенных экономических условиях может стать экономически рентабельной. Из рис. 2 видно, что объемы как околобалансовых, так и забалансовых руд относительно незначительны.

На ниспадающей (нерабочей) ветви, связанной с запасами руды, вовлекаемыми в разработку за пределами прежнего проектного контура, графика (рис. 3) «необходимые» темпы углубки, способные обеспечить годовую производительность по добыче руды, немного отличаются в зависимости от бортового содержания ($Fe_{\text{усл}} = 9\%$ или 15%). А на восходящей ветви, которая является рабочей, они близки между собой. Последнее связано с входждением борта карьера в рудное тело при периферийном размещении околобалансовый прирезок.

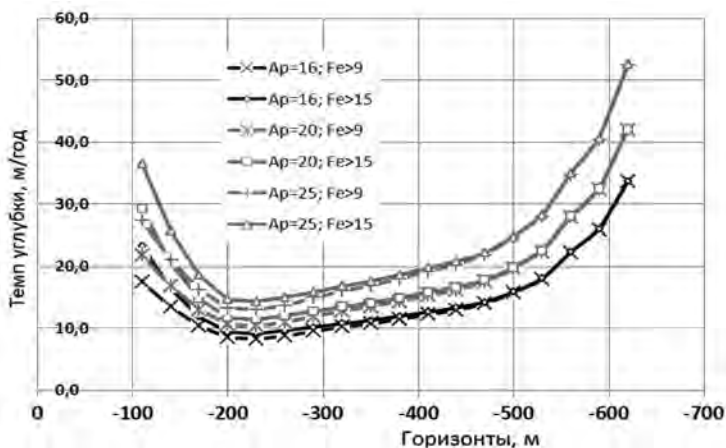


Рис. 3. Необходимый темп углубки карьера, м/год

Даже сохранение производительности карьера по руде на прежнем уровне (16 млн т в год при бортовом содержании $Fe_{\text{усл}} > 15\%$) требует повышения темпа углубки карьера с 9 м/год на отметке -260 м до 16 м/год на отметке -500 м и до 26 м/год на отметке -590 м.

Исследователи отмечают, что вопрос управления развитием карьерного пространства является вторым по значимости после определения границ карьера, а по сложности – первым. Проф. Ленинградского горного института (ныне Национальный минерально-сырьевой университет «Горный») А.И. Арсентьев, кроме исследования и обоснования режима горных работ с помощью графика $V = f(P)$, в течение нескольких десятилетий поднимал вопрос о «законах горной науки», раскрывающих закономерности соразмерного развития карьерных (и шахтных) пространств, которые следует познавать, об объективных соотношениях между теми или иными скоростями подвигания бортов рабочей зоны карьера, которых следует придерживаться для обеспечения устойчивой, безопасной и экономичной добычи полезных ископаемых [3, 4].

Среди рассматриваемых А.И. Арсентьевым законов одна из наиболее значимых для развития карьерного пространства закономерностей заключается в «соотношении скорости понижения работ и скорости подвигания рабочих уступов» (рис. 4) – необходимая скорость подвигания уступа прямо пропорциональна темпу углубки карьера и обратно пропорциональна сумме (при совпадении направления углубки и пододвигания рабочего борта карьера) или разности (при их несовпадении) котангенсов углов наклона рабочей зоны карьера φ и направления углубки карьера β :

$$V = h_{\text{в}} \times (\text{Ctg}\varphi \pm \text{Ctg}\beta) \quad (1)$$

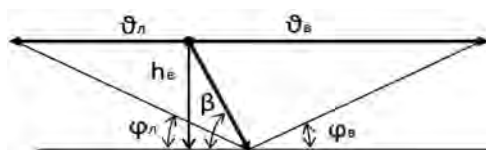


Рис. 4. Схема к соотношению скоростей подвигания борта и углубки карьера по бортам в лежачем и висячем бокам залежи [3]

где V – горизонтальная скорость подвигания уступов, м/год; φ – угол наклона рабочего борта карьера, градусов; β – угол направления углубки карьера; $h_{\text{в}}$ – вертикальная скорость углубки карьера, м/год.

А.И. Арсентьев отметил, что «упоминание о необходимости учета взаимосвязей скоростей $h_{\text{в}}$ и V имеется еще у Е.Ф. Шешко (1950), но сущность этих взаимосвязей не была им раскрыта».

Следствием зависимости (1) является разный шаг подвижки рабочих бортов по лежачему и висячему бокам залежи:

$$Ш = h_{\text{в}} \times (\text{Ctg}\varphi \pm \text{Ctg}\beta), \text{ м} \quad (2)$$

где $h_{\text{в}}$ – высота уступа, м.

Данный шаг подвижки обеспечивает углубку на один уступ. Меньший шаг (при отсутствии резервов по ширине площадки) не создает достаточной площадки для углубки, т.к. углубка на часть уступа невозможна. Большой шаг создает задел для углубки на следующий горизонт, но не позволяет непосредственно повисить скорость углубки, так как углубка на величины, не кратные высоте уступа, также невозможна. Шаг подвижки борта раскрывает условие обеспечения необходимой углубки.

Технологическим решением, основанным на представленной закономерности, является массивированное применение временно нерабочих бортов (ВНБ) в карьере и переход от полных рабочих зон при переносе ВНБ

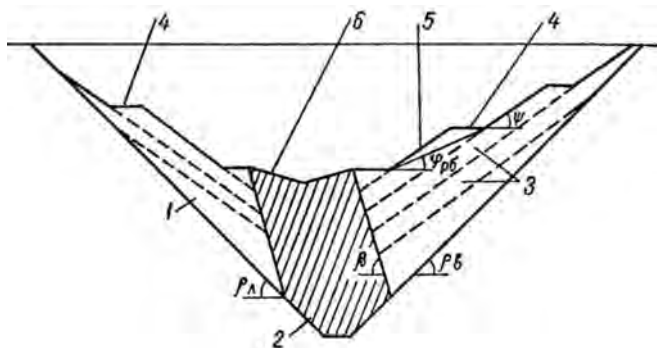


Рис. 5. Схема формирования рабочей зоны карьера: 1 – глубокий карьер; 2 – рудное тело; 3 – этапы разработки вскрышных пород; 4 – горизонтальные рабочие участки; 5 – ВНБ; 6 – добычная зона

из одного промежуточного положения в новое к горизонтальным рабочим зонам с расчетом параметров перестановки нерабочего борта в новое нерабочее положение [5, 6] (рис. 5).

Предлагаемый подход к определению параметров системы разработки с концентрацией горных работ и группированием уступов позволяет рассчитать параметры концентрации вскрышных работ, обеспечивающие соразмерное развитие вскрышных и добычных работ, своевременное восполнение подготовленных и готовых к выемке запасов руды.

Для этого в карьере выделяют относительно пологую добычную и вскрышную зоны. Последняя обрабатывается крутыми слоями, которые формируют-

ся под углами промежуточного ВНБ ψ . ВНБ обрабатывается сверху, «скользя» вниз.

В зоне переноса ВНБ из одного положения в другое (рис. 6) работает экскаватор, который обрабатывает полосу готовых к выемке запасов шириной b на блоке длиной L_B , перемещается в дальнейшем на нижележащий горизонт и обрабатывает вскрытый и подготовленный им же блок. На соседних по фронту и высоте рабочих участках ведется аналогичная работа.

Конструктивное число уступов, параметры рабочей площадки и временно нерабочего борта рассчитываются таким образом, что ко времени вхождения ВНБ в рудную зону выше лежащая площадка по разному целика

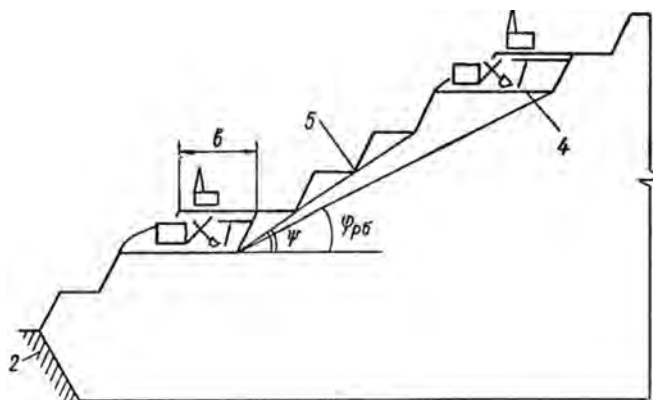


Рис. 6. Схема участка зоны переноса ВНБ

опустится на уровень этой отметки и восстановит подготовленные запасы для углубки на следующий этап, обеспечивая бесперебойность добычи.

Реализацию предложенного технического решения [6] удобно представить на конкретном примере: ВНБ сформирован со стороны висячего бока залежи; угол падения рудного тела $\beta = 60^\circ$; скорость углубки карьера $h_{вд} = 10$ м/год; высота рабочих уступов $h_y = 12$ м; угол откоса уступа $\alpha = 80^\circ$; конструктивный угол ВНБ $\psi = 35^\circ$.

Дополнительно необходимо задать некоторыми технологическими показателями:

1. Количество готовых к выемке запасов (ГВЗ) вскрыши $N_{ГВЗ}$ соответствует 4 месяцам работы экскаватора. (По нормам проектирования – не менее 3 месяцев.) Отсюда – коэффициент ГВЗ:

$$K_3 = N_{ГВЗ} / 12 \text{ месяцев} = 0,333, \text{ относит. ед.} \quad (3)$$

Отсюда темп понижения вскрышных работ при перестановке ВНБ в новое положение – 3 уступа в год или 36 м/год:

$$h_{вв} = h_y / K_3 = 12 / 0,33 = 36 \text{ м/год.} \quad (4)$$

Минимальное по нормам проектирования значение K_3 , равное 0,25, ограничивает интенсивность разнуса целика четырьмя уступами в год, а большее, чем 0,333, значение K_3 снижает интенсивность горных работ по разносу целика.

2. Коэффициент обеспеченности подготовленными к выемке запасами руды $N_0 = 2$ уступа. Данный коэффициент характеризует шаг передвижки ВНБ b , обеспечивая углубку добычной зоны на заданное количество уступов. Приемлемыми значениями являются 2÷3 уступа. При $N_0 = 1$ полоса отработки и передвижки ВНБ становится очень узкой, а при $N_0 > 3$ сокращается

длина экскаваторного блока, что затрудняет организацию работ в плане.

Ширина полосы отработки считается по закону соразмерности скоростей понижения работ и подвигания рабочих уступов (2) (для висячего бока залежи):

$$b = N_0 h_y (\text{Ctg}\psi \pm \text{Ctg}\beta) = 2 \times 12 \times (1,43 + 0,58) \approx 48 \text{ м} \quad (5)$$

где ψ и β – конструктивный угол ВНБ и угол направления углубки карьера, соответственно, «+» при размещении рабочей зоны со стороны висячего бока залежи, «-» – со стороны лежащего бока; h_y – высота уступа, м; N_0 – технологический показатель обеспеченности подготовленными запасами руды (глубина слоя, «этапа»), число уступов.

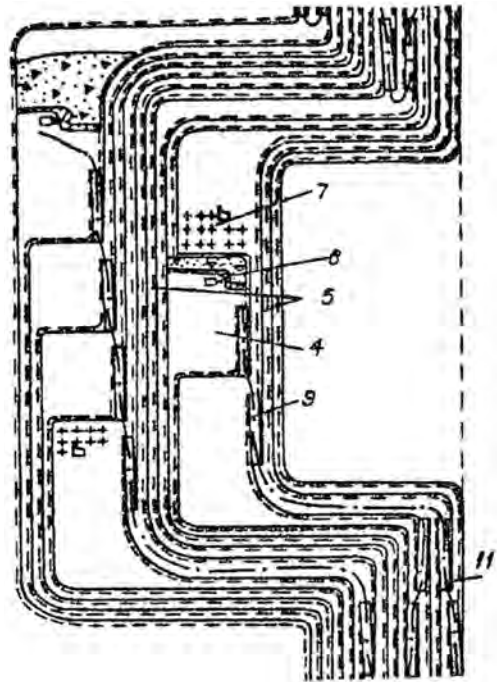


Рис. 7. Схема отработки целика длиной в один экскаваторный блок: 7 – участок буровых работ; 8 – участок экскавации; 9 – призабойные и 10 – магистральные временные автосъезды, 11 – магистральная постоянная последовательно-петлевая система съездов

Длина экскаваторного блока рассчитывается по формуле:

$$L_{\text{Б}} = Q_{\text{Э}} \times K_{\text{З}} / (h_{\text{в}} \times b) = 1,2 \times 10^6 \times 0,33 / (12 \times 48) = 695 \text{ м} \approx 700 \text{ м} \quad (6)$$

где $Q_{\text{Э}}$ – производительность экскаватора, м³/год; $K_{\text{З}}$ – показатель обеспеченности готовыми к выемке запасам горной массы на рабочей площадке.

Конструктивное число уступов между смежными рабочими площадками:

$$N_{\text{к}} = N_{\text{о}} \times (h_{\text{вв}} / h_{\text{вд}} - 1) = 2 \times (36/10 - 1) = 5,2 \approx 5 \text{ уступов} \quad (7)$$

где $h_{\text{вд}}$ – вертикальная скорость понижения добычных работ – скорость углубки карьера, м/год.

Конструктивный угол рабочего борта:

$$\text{Ctg} \varphi_{\text{рб}} = \text{Ctg} \psi + N_{\text{о}} / N_{\text{к}} \times (\text{Ctg} \psi + \text{Ctg} \varphi) = 1,43 + 2/5 \times (1,43 + 0,58) = 2,23 \quad (8)$$

Откуда $\varphi_{\text{рб}} = 24^\circ$.

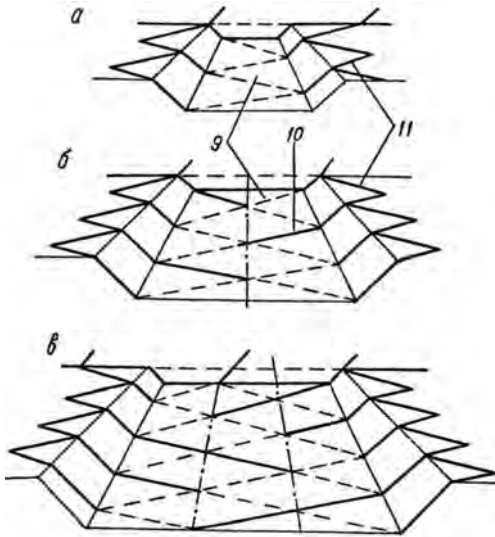


Рис. 8. Схема развития транспортных коммуникаций для отработки целика длиной (а), два (б) или три (в) экскаваторных блока: 9 – призабойные и 10 – магистральные временные автосъезды, 11 – магистральная постоянная последовательно-петлевая система съездов

Ширина берм на ВНБ:

$$B_{\text{к}} = h_{\text{в}} \times (\text{Ctg} \psi - \text{Ctg} \alpha) = 12 \times (1,43 - 0,176) \approx 15 \text{ м} \quad (9)$$

где α – угол откоса уступа, градус.

Ширина рабочей площадки:

$$B_{\text{р}} = B_{\text{к}} + b = 15 + 48 = 63 \text{ м} \quad (10)$$

Таким образом, экскаватор работает на площадке шириной 63 м, обрабатывает полосу шириной 48 м и длиной около 700 м с интенсивностью 3 уступа в год. Через 5 уступов вверх и вниз располагаются аналогичные рабочие зоны (рис. 7). Бермы консервации на ВНБ составляют 15 м. Стабильность добычи поддерживается следующим образом: за время опускания добычных работ на 2 уступа (т.е. через 2,4 года или 29 месяцев) к моменту вхождения временно нерабочего борта в рудную зону отстоящая от него на 5 уступов площадка по разному целика опустится на 7 уступов и восстановит объем подготовленных запасов для понижения добычной зоны карьера на следующие два уступа. При такой динамике работ средний угол наклона рабочего борта составит 24° .

Если отстроить зависимость $V_{\text{мин}} = f(P)$ интегрального графика режима горных работ проф. А.И. Арсентьева и определить необходимый усредненный на первый период эксплуатационный коэффициент вскрыши, то он скажется примерно на 7% меньше, чем в случае традиционных 18° угла наклона рабочего борта.

Следует подчеркнуть, что для обеспечения устойчивой грузотранспортной связи с рабочими зонами по флангам ВНБ необходимо оставить транспортные бермы к магистральным (выдачным) системам транспортных коммуникаций, которые связываются между собой системами поступательных временных съездов.

При этом, учитывая замкнутость карьерного пространства, магистральная

система транспортных коммуникаций может быть и одной, расположенной на противоположном от целика борту карьера.

Количество уступов по высоте между смежными транспортными бермами:

$$N_T = 2 \times L_B / (h_y / i + L_o) = \\ = 2 \times 700 / (12 / 0,08 + 40) = \\ = 6,1 \approx 6 \text{ уступов} \quad (11)$$

где i – продольный уклон автосъезда, доли ед.; L_o – длина площадки примыкания, м.

После состыковки систем съездов с противоположных сторон целика грузопотоки переносятся на новую систему коммуникаций, а связь с прежней нарушается.

Если целик включает более чем один экскаваторный блок (рис. 8), то для автономной работы каждого блока необходимо поддерживать стационарные сквозные транспортные съезды. Только при наличии описанной системы магистральных коммуникаций может быть обеспечена непрерывная транспортная связь с рабочими участками по переносу ВНБ в новые нерабочие положения при высокой вертикальной скорости их понижения.

При работе по данной системе разработки рабочие площадки имеют размеры, обеспечивающие более высокую, по сравнению с работой в стес-

ненных условиях, производительность буровых и погрузочных работ, снижается количество переносов временных транспортных коммуникаций. Кроме того, за счет увеличения угла откоса рабочего борта появляется возможность перераспределения значительных объемов вскрышных работ на последующие периоды, снижения коэффициента неравномерности вскрышных работ и, следовательно, эксплуатационного коэффициента вскрыши.

Для условий карьера Ковдорского ГОКа: Берма на ВНБ – 10 м. Угол откоса рабочих уступов – 80° . Высота уступов – 15 м. Отсюда: конструктивный угол ВНБ ψ (до вписывания транспортных берм) составляет около 50° . Падение рудных тел вертикальное, т.е. 90° . При обеспеченности подготовленными запасами N_z в 2 года шаг подвижки борта равен $25,5$ м. При производительности экскаватора $1,2$ млн $\text{м}^3/\text{год}$ длина экскаваторного блока – 785 м. Количество готовых к выемке запасов (ГВЗ) вскрыши $N_{\text{ГВЗ}}$ соответствует 3 месяцам работы экскаватора.

При заданных условиях предельный темп углубки составляет 40 м в год (табл. 1).

При малых темпах углубки (10 и 15 м/год) количество уступов между смежными площадками по переносу ВНБ в новое положение составит, со-

Таблица 1

Параметры вскрышной зоны

Показатели	Варианты расчета				
	1	2	3	4	5
Темп углубки, $h_{\text{вд}}$, м/год	10	15	20	30	40
Обеспеченность ГВЗ, $N_{\text{ГВЗ}}$, мес.	3	3	3	3	3
Коэффициент обеспеченности ГВЗ, K_3	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
Темп разноски ВНБ, $h_{\text{вв}}$, м/год	60	60	60	60	60
Длина блока L_B , м	784,3	784,3	784,3	784,3	784,3
Конструктивное количество уступов, N_k , ед.	10	6	4	2	1
Угол наклона вскрышной зоны, $\varphi_{\text{рб}}$, $^\circ$	44,7	41,7	38,3	30,7	21,6

Таблица 2

Параметры вскрышной зоны для обеспечения максимального темпа углубки

Показатели	Варианты расчета									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
N_o , уступов	1	2	3	4	4	4	3	3	2	2
b , м	12,6	25,3	37,9	50,6	50,6	50,6	37,9	37,9	25,3	25,3
принято	13	25,5	40	51	51	51	40	40	25,5	25,5
$N_{ГВЗ}$, мес.	3	3	3	3	2,5	2	2,5	2	2,5	2
K_3 , доли ед.	0,25	0,25	0,25	0,25	0,21	0,17	0,21	0,17	0,21	0,17
L_B , м	1539	784	500	392	327	261	417	333	654	523
$h_{вв}$, м/год	60	60	60	60	72	90	72	90	72	90
$h_{вд}$, м/год	30	40	45	48	57,6	72	54	67,5	48	60
N_k , уступов	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
$\phi_{р6}$, градусов	30,7	21,6	16,5	13,3	13,3	13,3	16,5	16,5	21,6	21,6

ответственно, 10 и 6 уступов, а угол наклона вскрышной части рабочей зоны является довольно высоким – 44,7° и 41,7°.

Конструктивное количество уступов между смежными вскрышными рабочими площадками по мере роста темпа углубки снижается с 10 до 1 уступа, а угол наклона вскрышной части рабочей зоны карьера (до вписывания автосъездов) снижается с 44,7 до 21,6°. Т.о. чем выше темп углубки карьера, тем меньше допустимая высота участков ВНБ и тем более пологой должна быть вскрышная часть рабочей зоны карьера.

В следствие этого, чтобы обеспечить прирост производительности карьера, необходимо не только повысить количество экскаваторов пропорционально росту производительности, но и трансформировать (выположить) рабочую зону карьера под новый темп углубки.

Последовательность действий выглядит следующим образом:

1. Повышение количества экскаваторов;

2. Трансформация рабочей зоны карьера под новый темп углубки;

3. Повышение производительности карьера и темпа углубки.

Следует отметить, что исключение действия № 2 делает невыполнимой (в длительной перспективе) и действие № 3. В краткосрочной перспективе темп углубки (и производительность) могут быть повышены сразу, но при этом нарушится цикличность восполнения подготовленных запасов.

Применительно к карьере Ковдорского ГОКа данное условие приводит к тому, что выбытие вскрышных работ со списанием или консервацией вскрышных экскаваторов следует осуществлять лишь после соответствующего выполаживания вскрышной зоны, что будет создавать необходимые условия для повышения темпа углубки карьера.

Дополнительно рассмотрим условия достижения максимального темпа углубки карьера по фактору обеспеченности подготовленными и готовыми к выемке запасами. Это необходимо для оценки возможности

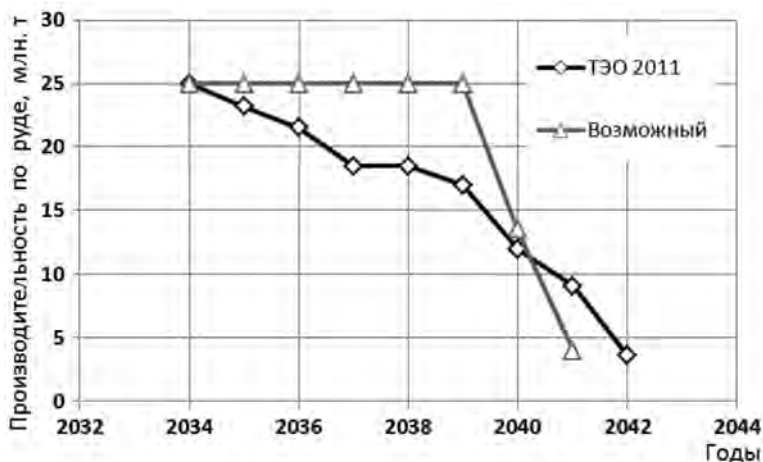


Рис. 9. Графики затухания добычных работ

повышения темпов углубки карьера для поддержания проектной производительности с целью сокращения периода затухания добычных работ при переходе на подземные горные работы (табл. 2).

При скорости понижения вскрышных работ $h_{\text{вв}}$ 60 м/год в зависимости от обеспеченности подготовленными к выемке запасами руды N_0 достижимый темп углубки карьера $h_{\text{вд}}$ меняется от 30 до 48 м/год при выполнении угла наклона вскрышной зоны $\varphi_{\text{рб}}$ с $30,7^\circ$ до $13,3^\circ$. При этом шаг подвижки борта b повышается с 13 до 51 м.

Если же при обеспеченности подготовленными к выемке запасами руды N_0 в 4 уступа обеспеченность готовыми к выемке запасами вскрыши $N_{\text{ГВЗ}}$ снизить с 3 до 2,5 и 2 месяцев, то темп понижения вскрышных работ при переносе ВНБ $h_{\text{вв}}$ повышается с 60 до 72 и 90 м/год, а достижимый темп углубки карьера $h_{\text{вд}}$ повышается с 48 м/год до 57,6 и 72 м/год. Угол наклона вскрышной зоны при этом сохраняется на прежнем уровне.

При снижении обеспеченности подготовленными запасами руды N_0 с 4 до 3 и 2 уступов (при обеспечен-

ности готовыми к выемке запасами в зоне переноса ВНБ $N_{\text{ГВЗ}}$ в 2,5 месяцев) достижимый темп углубки карьера $h_{\text{вд}}$ понижается с 57,6 м/год до 54 и 48 м/год, но при этом угол наклона вскрышной зоны $\varphi_{\text{рб}}$ повышается с $13,3^\circ$ до $16,5^\circ$ и до $21,6^\circ$.

Как видно из расчета, чем меньше обеспеченность подготовленными к выемке запасами руды N_0 , тем ниже, при прочих равных условиях, достижимый темп углубки карьера $h_{\text{вд}}$, но выше угол наклона вскрышной зоны $\varphi_{\text{рб}}$.

Чем ниже обеспеченность готовыми к выемке запасами вскрыши в зоне переноса ВНБ $N_{\text{ГВЗ}}$ и K_3 , тем выше достижимый темп углубки карьера $h_{\text{вд}}$ при сохранении угла наклона вскрышной зоны $\varphi_{\text{рб}}$ на прежнем уровне.

И наконец, чем меньше обеспеченность подготовленными к выемке запасами руды N_0 и ниже обеспеченность готовыми к выемке запасами вскрыши $N_{\text{ГВЗ}}$ и K_3 , тем ниже возможный темп углубки карьера $h_{\text{вд}}$ при повышении угла наклона вскрышной части рабочей зоны карьера $\varphi_{\text{рб}}$. При этом необходимо отметить, что при снижении K_3 существенно повышается сложность как организации вскрышных работ

(вследствие необходимости поддержания более высокого темпа понижения вскрышных работ при переносе ВНБ), так и сложность взаимодействия добычных и вскрышных работ из-за снижения общего количества переходящих ГВЗ.

При доработке карьера, повышая темп углубки рабочей зоны до 45 м/год, можно дольше обеспечивать поддержание уровня производительности карьера на уровне 25 млн т (если таковая потребуется) и существенно сократить период затухания добычных работ – с 8 лет по проектному календарю развития горных работ ТЭО кондиций 2011 г. [1] до 2 лет (рис. 9), одновременно пододвинув на один год (с 2042 на 2041 г.) необходимое время вступления в эксплуатацию подземного рудника. Следует отметить, что относительно контура карьера, представленного в ТЭО 2011 г., была предложена локальная корректировка

конечного контура карьера, обеспечивающая прирост запасов на 19,1 млн т [7].

Таким образом, можно констатировать, что выполнена апробация теоретических и методических основ расчета углубочной системы разработки при массивном использовании ВНБ во вскрышной части рабочей зоны карьера, обеспечивающее воспроизводство готовых к выемке и подготовленных запасов руды, планомерно-циклическое развитие рабочей зоны карьера при полном использовании имеющихся технологических возможностей.

При использовании предложенного методического подхода для условий карьера Ковдорского ГОКа определены параметры вскрышной части рабочей зоны карьера, обеспечивающие повышение темпов углубки карьера при его доработке, что позволяет сократить до минимума период сворачивания добычных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Техничко-экономическое обоснование постоянных разведочных кондиций для подсчета запасов магнетитовых и апатитовых руд Ковдорского месторождения для открытой разработки. В пяти томах. Проект. Том 1 Геологическая, горно-механическая и горная части. Генеральный план. – СПб.: Гипроруда, 2011. – 257 с.

2. Леонтьев А.А., Белгородцев О.В., Громов Е.В., Казачков С.В. Вскрытие глубоких горизонтов карьера «Железный» Ковдорского ГОКа подземными выработками // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 4. – С. 212–220.

3. Арсентьев А.И. Законы формирования рабочей зоны карьера: учебное пособие – Л.: ЛПИ, 1986. – 54 с.

4. Арсентьев А.И., Холодняков Г.А. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений. – М.: Недра, 1994 – 336 с.

5. Билин А.Л. Расчет параметров групповой системы разработки / Проблемы открытой разработки глубоких карьеров.

Материалы международного симпозиума по открытым горным работам «Мирный-91», т. 1 – Удачный: НИЦ «Мастер», 1991. – С. 159–180.

6. Билин А.Л. Способ отработки глубоких карьеров. Патент России 1799419 АЗ, приоритет от 9.10.89, код МСИ Е21 С41/26, положительно решение 28.02.93. Бюлл. № 8.

7. Лукичев С.В., Леонтьев А.А., Билин А.Л. Регламент на разработку системы вскрытия подземного рудника наклонными стволами с выделением первой очереди для отработки запасов руды в контуре карьера до отметки минус 660 м (в составе «Техничко-экономического обоснования (ТЭО) проектных решений по V очереди расширения карьера «Железный» Ковдорского ГОКа с отработкой запасов до абс. отм. минус 660 м в увязке со строительством карьера по добыче АШР»). Договор № 2263/1602-127 с ОАО «Гипроруда». – Апатиты: Горный институт КНЦ РАН. – 2013. – 163 с. **ПАТЕНТ**

Билин Андрей Леонидович¹ – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник,
e-mail: bilin@goi.kolasc.net.ru,

Наговицын Григорий Олегович¹ – аспирант,

Казачков С.В. – главный горняк Отдела технического развития Ковдорского
горно-обогатительного комбината, ОАО «ЕвроХим», e-mail: Sergey.Kazachkov@eurochem.ru,

¹ Горный институт Кольского научного центра (КНЦ) РАН.

UDC 622.271.324

TECHNOLOGICAL POTENTIAL OF DOWN-HOLE MINING METHOD WITH GROUPING BENCHES AT THE OPEN-PIT'S LOWER LEVELS

Bilin A.L.¹, Candidate of Technical Sciences, Leading Researcher, e-mail: bilin@goi.kolasc.net.ru,

Nagovitsyn O.V.¹, Graduate Student,

Kazachkov S.V., Chief Miner of Technical Development Department of the Kovdor Mining and Processing
Planta, JSC «EuroKhim», Russia, e-mail: Sergey.Kazachkov@eurochem.ru,

¹ Mining Institute of Kola Scientific Centre of Russian Academy of Sciences, 184209, Apatity, Russia.

The paper proposes development of theoretical and methodical basis to design the down-hole mining method at reproduction of ore reserves prepared and ready for extraction. Regular-cyclic development of an open-pit's working zone is provided at different rate of the open-pit deepening.

Key words: parameters of down-hole mining method, open-pit deepening, concentration of mining operations, step of pit wall shift.

ACKNOWLEDGEMENTS

Research performed under the grant in priority direction of activity of the RSF «Conduct fundamental research and exploratory research individual research groups» no 14-17-00761 (sci. hands. acad. N.N. Melnikov).

REFERENCES

1. *Tehniko-ekonomicheskoye obosnovanie postoyannykh razvedochnykh konditsiy dlya podscheta zapasov magnetitovykh i apatitovykh rud Kovdorskogo mestorozhdeniya dlya otkryitoy razrabotki.* (Feasibility study of standing exploratory conditions in order to calculate reserves of magnetite and apatite ores in the Kovdor deposit for open mining), 5 volumes. Project. V.1 Geological, mining-mechanical and mining parts. General plan, Saint-Petersburg, Giproruda, 2011, 257 p.

2. Leont'ev A.A., Belogorodtsev O.V., Gromov E.V., Kazachkov S.V. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*. 2013, no 4, pp. 212–220.

3. Arsentev A.I. *Zakonyi formirovaniya rabochey zonyi karera: uchebnoe posobie* (Regularities of generating the open-pit's working zone: Manual), Leningrad, LGI, 1986, 54 p.

4. Arsentev A.I., Holodnyakov G.A., *Proektirovanie gornyykh rabot pri otkryitoy razrabotke mestorozhdeniy* (Design of the deposit's open mining operations), Moscow, Nedra, 1994, 336 p.

5. Bilin A.L. *Problemy otkrytoi razrabotki glubokikh kar'erov. Materialy mezhdunarodnogo simpoziuma po otkrytym gornym rabotam «Mirnyi-91»*, t. 1 (Problems open development of deep pits. Proceedings of the international Symposium on opencast mining «Mirny-91», vol. 1), Udachnyi, NITs «Master», 1991, pp. 159–180.

6. Bilin A.L. *Patent RU1799419 A3*, 28.02.93.

7. Lukichev S.V., Leontev A.A., Bilin A.L. *Reglament na razrabotku sistemyi vskryitiya podzemnogo rudnika naklonnyimi stvolami s vyideleniem pervoy ocheredi dlya otrabotki zapasov rudyi v konture karera do otkretki minus 660 m* (Regulation for designing a mining system of the underground mine development by inclined shafts with selection of the first stage for developing ore reserves in the open-pit contour to the mark -660 m), Contract № 2263/1602–127), Apatity, Gol KNTs RAN, 2013, 163 p.

