ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2021;(5):54-67
ОРИГИНАЛЬНАЯ СТАТЬЯ / ORIGINAL PAPER

УДК 622.013:533.042 DOI: 10.25018/0236_1493_2021_5_0_54

НОРМИРОВАНИЕ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПО СТЕПЕНИ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ К ДОБЫЧЕ С УЧЕТОМ ДИНАМИКИ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

А.А. Лисенков[1], У.А. Джарлкаганов[1]

[1] Институт горного дела имени Д.А. Кунаева, Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан, Алматы, Казахстан, e_mail: lisenkov45@mail.ru

Аннотация: Рассмотрены нерешенные до конца вопросы нормирования запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче при открытом способе разработки наклонных и крутопадающих рудных залежей. Дефицит вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов создает серьезные проблемы в карьере, вплоть до полной остановки его работы. Нежелателен и избыток запасов всех трех категорий готовности. В обоих случаях предприятию наносится значительный экономический ущерб. Важно понимать и учитывать в расчетах динамику движения запасов по мере перемещения фронта горных работ в карьере. Цель исследования — раскрытие сущности и аналитическом описании пространственно-временной связи запасов разных категорий готовности к добыче руды в заданных условиях. Методология исследования включает анализ и оценку современного состояния рассматриваемой проблемы, выбор критерия оптимальности принимаемых решений, схематическое представление и аналитическое описание процесса движения запасов в карьере и решение практических задач нормирования запасов в этих условиях. Детально изучен, описан и формализован процесс движения запасов в карьере, что послужило основой для более точной постановки и решения задачи оптимального нормирования запасов полезных ископаемых в действующем карьере. Показано, как отсутствие необходимого резерва готовых к выемке запасов создает реальную угрозу для нормального процесса добычи руды. С этой точки зрения задача нормирования запасов этой категории готовности обладает определенным приоритетом перед двумя другими категориями. Оптимальный уровень готовых к выемке запасов определяется по минимуму функции суммарных затрат и убытков на их поддержание и восполнение в количестве, необходимом для надежной и стабильной работы карьера. Постоянные изменения влияющих факторов приводят к смещению оптимума этой функции. Сделан вывод о целесообразности перехода от жестко заданных к гибко меняющимся нормативам запасов по степени их подготовленности к добыче.

Ключевые слова: карьер, вскрытые, подготовленные, готовые к выемке запасы, добыча руды, динамика, экономика, оптимизация.

Благодарность: Данное исследование проводилось в рамках целевой научно-технической программы «Технологическая модернизация горных производства на основе перехода к цифровой экономике» (№ BR05236712).

Для цитирования: *Лисенков А.А., Джарлкаганов У.А.* Нормирование запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче с учетом динамики развития горных работ в карьере // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 5. – С. 54–67. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_5_0_54.

© А.А. Лисенков, У.А. Джарлкаганов. 2021.

Rating of mineral reserves based on their availability for extraction with regard the dynamics of mining operations in open pit mines

A.A. Lisenkov[1], U.A. Djarlkaganov[1]

[1] D.A. Kunayev Mining Institute, National Center for Integrated Mineral Recycling of the Republic of Kazakhstan, Almaty, Kazakhstan, e_mail: lisenkov45@mail.ru

Abstract: The article addresses a yet open question of rating of mineral reserves based on their availability for extraction by open pit mining of increased and steeply dipping ore bodies. The deficit of stripped, delineated by drilling and available reserves creates serious problems in mining operations, up to the total arrest of performance of an open pit mine. On the other hand, the superfluity of stripped, delineated by drilling and available reserves is also unwanted. In both cases, an open pit mine suffers from a considerable economic damage. For this reason, it is important to understand and account for the dynamics of change in the reserves as mining front is advanced in an open pit mine. The aim of this study is to expose and describe the connection of mineral reserves of all three categories of availability in time and space in the assigned conditions. The research methodology includes the analysis and estimate of the problem, selection of the optimality criterion for decision-making, schematic representation and analytical description of turnover of reserves in an open pit mine, and the solution of practical problems connected with rating of mineral reserves. The process of turnover of mineral reserves in an open pit mine is studied in detail, described and formalized. This made a framework for the more accurate formulation and solution of the problem connected with optimized rating of mineral reserves in an operating open mine. The article illustrates how the lack of the available reserves invites a real danger in the successful performance of mining. Accordingly, the rating of the available reserves is more important than the other two categories. The optimized size of the available reserves is determined as the minimum total cost-and-loss function in keeping and replenishment of mineral reserves in the quantity sufficient for reliable and steady operation of an open pit mine. Continuous variation in the influencing factors results in displacement of the minimum of the function. Consequently, it is advisable to change from tight standards to flexible rating of ore reserves based on their availability for extraction.

Key words: open pit mine, stripped/delineated by drilling/available reserves, ore mining, dynamics, economy, optimization.

Acknowledgements: The study was carried out within Target Scientific and Technical Program No. BR05236712: Technological Modernization in Mining Based on Transition to Digital Economy.

For citation: Lisenkov A.A., Djarlkaganov U.A. Rating of mineral reserves based on their availability for extraction with regard the dynamics of mining operations in open pit mines. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(5):54_67. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_5_0_54.

Введение

Нормирование вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов представляет собой сложную и не решенную в полном объеме технико-экономическую задачу, которая на протяжении длительного периода привлекает внимание многих ученых и специалистов [1—7]. Основным барьером для ее успешного решения является необходимость учета пространственно-временной зависимости характера движения

запасов всех трех категорий готовности в увязке с большим количеством других влияющих на них природных, горно-технических и горно-экономических факторов. Такая необходимость полностью подтвердилась при проведении Институтом горного дела имени Д.А. Кунаева исследований по данной тематике в 2017–2018 гг. Их главная цель заключалась в разработке «Методических положений по определению, учету и нормированию вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых для действующих карьеров АО «ССГПО». В основу этих исследований была положена классификация запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче, принятая в «Инструкции для горных предприятий МЧМ СССР» 1974 г. [8] и по настоящее время применяемая на карьерах АО «ССГПО».

Методология исследования

В ходе исследования выполнен краткий обзор результатов предшествующих работ, выполненных в данной области знаний, дана обобщенная оценка современного состояния рассматриваемой проблемы, выбран критерий оптимальности принимаемых решений, разработана схема, отражающая состояние и движение запасов в карьере, выведены расчетные формулы, совокупность которых обеспечила возможность аналитического описания этих процессов и решение практических задач нормирования запасов в конкретных условиях.

Результаты

При разработке наклонных и крутых залежей объемы запасов разных категорий готовности в любой момент и период времени в значительной степени зависят от соотношения мощности залежи и ширины рабочей площадки уступов, размещаемых в добычной зоне карьера [6–7]. Ширина полосы обнажения готовых к выемке запасов на поверхности уступа, которая выходит за пределы минимальной рабочей площадки, оказывает существенное влияние на объемы запасов двух других категорий и на показатели работы всего карьера. Поэтому расчеты объемов запасов, соответствующих оптимальному уровню обеспечения ими карьера, должны начинаться с определения объемов готовых к выемке запасов руды, расположенных на уступах добычной зоны карьера.

При нормировании готовых к выемке запасов необходимо учитывать влияние их объемов на экономические последствия принимаемых решений [1, 2]. Оптимальный уровень запасов данной категории соответствует минимуму суммарных затрат и убытков по карьеру $C_{гвз}$:

$$C_{гвз} = C_{рез} + C_{пер} + C_{пк} + C_{кв} + C_{нк} + C_{уз} \to \min \qquad (1)$$

где $C_{рез}$ — затраты на поддержание запасов в течение года на горизонтах добычной зоны карьера; $C_{пер}$ — убытки от перегонов экскаваторов за этот период для обеспечения равномерного подвигания уступов; $C_{пк}$ — убытки от снижения производительности карьера по руде из-за сокращения фронта работ; $C_{кв}$ — убытки от увеличения текущего коэффициента вскрыши; $C_{нк}$ — убытки от недопоставок готовой продукции ее потребителям по причине снижения надежности работы карьера; $C_{уз}$ — убытки от снижения производительности экскаваторов при работе узкими заходками по фронту добычи руды на уступе.

Объемы готовых к выемке запасов на горизонтах в добычной зоне определяются геометрическими параметрами рабочих уступов и шириной резервной полосы на их поверхности. При поиске их оптимального уровня последова-

тельно рассматриваются намеченные варианты ширины резервной полосы готовых к выемке запасов на уступе $\Delta B_р$(м), начиная от нулевого варианта с минимальной шириной рабочей площадки, то есть без резерва запасов ($\Delta B_р$ = 0), и до максимально возможной ее величины, ограниченной горизонтальной мощностью рудной залежи. Так как по данной технологии запасы на уступах отрабатываются экскаваторами последовательными заходками по фронту работ,

Таблица 1

Формулы для расчета ежегодных затрат и убытков в карьере при вводе в рабочую площадку готовых к выемке запасов руды
Formulas for annual cost and loss calculation in open pit mine at the stage of extraction of the available reserves

Виды затрат и убытков	Расчетные формулы
Затраты на поддержание запасов ($C_{рез}$)	$C_{рез} = c_р \cdot E \cdot \Delta B_р \cdot n_{ур} \cdot L_{фр} \cdot h_{ур}$ (2)
Убытки от перегонов экскаваторов по уступам карьера ($C_{пер}$)	$C_{пер} = \left(C_{мем} \cdot K_{дп} + \frac{Q_{эр} \cdot П_о \cdot \gamma_р}{n_{смэ}} \right) \cdot N_{пер}$ (3) $N_{пер} = \frac{A_р}{L_{бр} \cdot h_{ур} \cdot n_{ур} \cdot \Delta B_р}$ (4)
Убытки от снижения производительности карьера по руде вследствие сокращения фронта добычи руды ($C_{пк}$)	$C_{пк} = C_{ри} \cdot (1 - u_р) \cdot \frac{L_{фр} \cdot B_{рз} \cdot Q_{эр}}{L_{бр}(B_о + h_{ур} \cdot ctga_у)} \times$ $\times \frac{\Delta B_р}{(B_о + h_{ур} \cdot ctga_{ур} + \Delta B_р)}$ (5)
Убытки от увеличения текущего коэффициента вскрыши ($C_{кв}$)	$C_{кв} = C_в \cdot \Delta V_в \cdot (1 + E)^{\frac{\Delta V_в}{A_в} - 1}$ (6) $\Delta V_в = 0,5 \cdot \Delta B_р \cdot \left(\frac{L_{фв} \cdot H_{рз}^2}{h_{ур}} - \frac{L_{фв} \cdot h_{ур} \cdot B_{рз}^2}{(B_р - h_{ур} \cdot ctg\beta) \cdot (B_о - h_{ур} \cdot ctg\beta + \Delta B_р)} \right)$ (7)
Убытки от недопоставок готовой продукции ее потребителям при снижении надежности работы карьера ($C_{нк}$)	$C_{нк} = A_р \cdot П_о \cdot \gamma_р \cdot (1 - P_{nk})$ (8) $P_{nk} = \frac{(k^n - 1) \cdot (k - 1) + \mu_o \cdot (k^n - n \cdot k + n - 1)}{n \cdot (k - 1)^2}$ (9) $\mu_o = \frac{L_{фр} \cdot h_{ур} \cdot n_{ур}}{A_р} \cdot \Delta B_р$ (10)
Убытки от снижения производительности экскаваторов при работе узкими заходками в добычной зоне карьера ($C_{уз}$)	$C_{уз} = \frac{C_{мсм} \cdot n_{смэ} \cdot K_{дз} \cdot A_р \cdot (B_{пз} - B_{уз})}{Q_{эр} \cdot B_{пз}}$, (11) $0 \prec B_{уз} \le B_{пз}$

то варианты расширения запасов принимаются кратными паспортно-технической ширине экскаваторной заходки по целику $\Delta B_{пз}$(м).

Если после максимально возможного расширения рабочей площадки остается полоса, ширина которой меньше принятой ширины заходки по целику, то она отрабатывается узкой заходкой. Это приводит к снижению производительности экскаваторов, вследствие чего возникает дополнительная составляющая убытков $C_{уз}$.

Формулы для расчетов представленных выше видов затрат и убытков при разработке наклонных и крутопадающих залежей вытянутой формы и одностороннем развитии горных работ в карьере представлены в табл. 1.

В формулах, представленных в табл. 1, используются следующие обозначения входящих в них величин: $c_р$ — удельные затраты на добычу 1 м^3 руды (без учета погашения вскрыши), тенге; E — норма дисконта; $n_{ур}$ — число добычных уступов в карьере; $L_{фр}$ — длина фронта работ на добычном уступе, м; $h_{ур}$ — высота добычного уступа, м; $C_{мем}$ — стоимость машино-смены экскаватора в добычной зоне карьера, тенге; $K_{дп}$ — коэффициент, учитывающий дополнительные затраты на использование вспомогательного оборудования и рабочей силы при перегоне экскаватора, д.ед.; $Q_{эр}$ — годовая производительность добычного экскаватора, м^3; $П_о$ — прибыль от реализации готовой продукции, получаемой из 1 т руды, поступающей из карьера, д.ед.; $\gamma_р$ — плотность руды, т/м^3; $n_{смэ}$ — число рабочих смен экскаватора в году, смен; $T_{пэ}$ — продолжительность перегона экскаватора, ч; $T_{см}$ — продолжительность рабочей смены экскаватора, ч; $N_{пер}$ — число перегонов добычных экскаваторов в карьере за год; $A_р$ — годовая производительность карьера по руде, м^3; $L_{бр}$ — длина экскаваторного блока на добычном уступе, м; $C_{ру}$ — затраты на добычу 1 м^3 руды при работе без поддержания готовых к выемке запасов, д.ед.; $u_р$ — доля условно-постоянных расходов в себестоимости 1 м^3 руды, доля единицы; $B_{рз}$ — горизонтальная мощность залежи, м; $B_о$ — минимальная ширина рабочей площадки, м; $a_{ур}$ — угол откоса добычного уступа, град; $c_в$ — затраты на разработку 1 м^3 породы, тенге; $\Delta V_в$ — дополнительный объем вскрыши, извлекаемой из карьера со стороны лежачего бока залежи при увеличении рабочей площадки на ширину резервной полосы запасов $\Delta B_р$, м^3; $A_в$ — годовая производительность карьера по вскрыше, м^3; $H_{рз}$ — высота рабочей зоны карьера в рассматриваемом периоде, м; $L_{фв}$ — длина фронта работ на вскрышном уступе, м; P_{nk} — надежность работы карьера; k — коэффициент готовности горизонта; n — число рабочих горизонтов; $\mu_о$ — степень обеспеченности горизонта готовыми к выемке запасами, лет; $K_{дз}$ — коэффициент, учитывающий дополнительные затраты при работе экскаватора в стесненных условиях узкого забоя, дол. ед.; $B_{пз}$ — паспортно-техническая ширина заходки экскаватора, м; $B_{уз}$ — ширина узкой заходки экскаватора, м.

Число перегонов экскаваторов, вызывающих потери рабочего времени, а также дополнительные материальные и трудовые затраты, зависят от соотношения количества экскаваторов, числа уступов в добычной зоне карьера и объема готовых к выемке запасов на уступах [2]. Кроме затрат на перегоны, необходимо учитывать убытки от недопоставок готовой продукции ее потребителям во время перегонов добычных экскаваторов.

Убытки от снижения производительности карьера по руде при расширении рабочей площадки на ширину запасов происходят по причине уменьшения чис-

ла добычных уступов из-за ограничений, накладываемых размерами рудной залежи.

Чтобы карьер работал устойчиво, необходимо своевременно восполнять подготовленные запасы не только на добычных, но и на вскрышных уступах. Поэтому рассматриваемые выше варианты расширения рабочих площадок должны переноситься и на вскрышные уступы, что влечет за собой увеличение текущих объемов вскрыши.

В ряде работ [1, 2] убытки от увеличения объемов вскрыши увязываются в основном с условными убытками от преждевременного вложения средств на удаление вскрышных пород, без должного учета прямых затрат на удаление дополнительной вскрыши. Однако при разработке наклонных и крутопадающих залежей текущие объемы вскрыши и прямые затраты на их выемку существенно влияют на текущие и конечные показатели работы карьера, что тоже необходимо учитывать при нормировании запасов.

Минимальная ширина рабочей площадки без наличия какого-либо резерва готовых к выемке запасов обеспечивает работу оборудования только на данном горизонте и не затрагивает работу смежных горизонтов. Это в значительной степени снижает надежность работы карьера и, как следствие, растут убытки от недопоставок готовой продукции ее потребителям. Включение в рабочую площадку определенного резерва готовых к выемке запасов, наоборот, способствует повышению надежности работы добычных уступов и всего карьера и приводит к снижению убытков $C_{пк}$.

Надежность работы уступа определяется коэффициентом готовности технологической цепи на данном уступе, надежностью работы вышележащего уступа, а также объемом готовых к выемке запасов между этими уступами [1, 2, 9].

Определение уровня надежности работы карьера с учетом влияния всего комплекса указанных факторов является весьма сложной задачей. Для практических целей эту задачу можно упростить, приняв предположение, что все горизонты добычной зоны являются равно надежными в работе, а их обеспеченность запасами одинакова [1]. На уровень надежности добычной подсистемы карьера влияет также подсистема ведения вскрышных работ, главным образом, через надежность работы самого нижнего вскрышного уступа. Поэтому параметры k, n, μ_o в формулах оценки уровня надежности карьера должны определяться по их средневзвешенным значениям по всему фронту вскрышных и добычных работ.

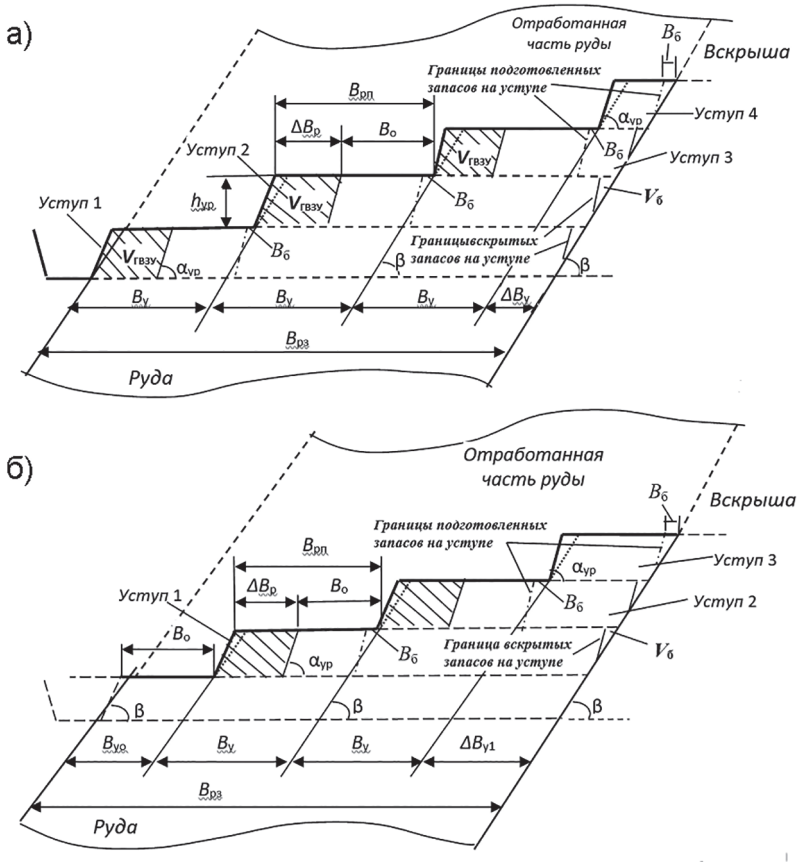
Как уже отмечалось, в отдельных случаях ширина полосы готовых к выемке запасов на уступе может оказаться меньше паспортно-технической ширины заходки экскаватора по целику ($B_{уз} < B_{пз}$). Снижение эффективности выемки из-за недоиспользования мощности экскаватора приводит к появлению соответствующих убытков $C_{уз}$, величина которых приближенно может быть определена исходя из соотношения паспортно-технической ширины и ширины узких заходок экскаватора. При ширине экскаваторной заходки по целику, равной паспортному значению ($B_{уз} = B_{пз}$), этот вид убытков отсутствует.

Итак, расширение рабочей площадки за счет ввода и наращивания количества готовых к выемке запасов на уступе приводит, с одной стороны, к росту затрат на их содержание, выемку дополнительной вскрыши и к росту убытков, связанных с возможным уменьшением объемов добычи руды по причине уменьшения числа добычных уступов, располагаемых по ширине залежи. И оно же приводит к повышению надежности работы карьера, сокращению числа пе-

регонов экскаваторов и, в результате, к снижению общих убытков в карьере.

Как показали исследования, с увеличением готовых к выемке запасов между уступами суммарные убытки карьера сначала снижаются до достижения оптимума, а затем постепенно возрастают. Анализ работы карьеров АО «ССГПО» позволил установить, что в этих условиях суммарные годовые расходы и убытки оказываются минимальными при ширине резервной полосы, равной паспортно-технической ширине заходки экскаваторов по целику, то есть при $\Delta B_р$ = 20,0÷25,0 м. И эта ширина реально достижима для всех карьеров данного предприятия.

Для наглядности на рисунке показаны схемы к определению объемов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов на уступах карьера в динамике развития горных работ. Для лучшего представления взаимосвязей между числом добычных уступов и го-



Схемы к определению объемов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов на уступах карьера в динамике развития горных работ: положение уступов в момент начала разработки самого нижнего уступа в добычной зоне карьера (а); положение уступов в момент начала вскрытия следующего горизонта в добычной зоне карьера (б)

Determining the volumes of stripped, delineated by drilling and available reserves on benches versus dynamics of mining operations: positions of benches at the time of commencement of actual mining operations on the bottom bench (a); positions of benches at the time of commencement of the next level striping in the actual mining zone of open pit mine (b)

ризонтальной мощностью крутопадающей залежи она разделяется на отдельные сектора с учетом расположения оснований уступов и угла наклона залежи.

Здесь приняты следующие обозначения параметров уступов и запасов в добычной зоне карьера при одностороннем подвигании фронта горных работ: $B_о$ — минимальная ширина рабочей площадки, м; $B_{рп}$ — полная ширина рабочей площадки с включенной в нее полосой готовых к выемке запасов; $B_б$ — ширина предохранительной бермы, м; $a_{ур}$ — угол откоса добычного уступа, град; β — угол падения рудной залежи (он же — угол направления углубки карьера), град; $B_{рз}$ — горизонтальная мощность залежи, м; $B_у$ — ширина наклонного сектора рабочей площадки с резервной полосой на горизонтальной мощности залежи, м; $B_{уо}$ — ширина наклонного сектора минимальной рабочей площадки в поперечном разрезе залежи, м; $\Delta B_у$, $\Delta B_{уi}$ — неполная ширина наклонного сектора рабочей площадки по рудной залежи, м; $V_{гвзу}$ — объем готовых к выемке запасов на добычном уступе, м^3; $V_в$ — объем руды под предохранительной бермой на границе рудной залежи, м^3.

Объем готовых к выемке запасов на уступе (горизонте):

$$V_{гвзу} = h_{ур} \cdot L_{фр} \cdot \Delta B_р, \text{ м}^3. \qquad (12)$$

Объем готовых к выемке запасов, расположенных в добычной зоне, определяется количеством уступов с полной шириной рабочей площадки $B_{рп}$, которое можно разместить в пределах горизонтальной мощности залежи. Полная ширина рабочей площадки $B_{рп}$ складывается из минимальной ширины рабочей площадки $B_о$ и принятой ширины $\Delta B_р$ резервной полосы готовых к выемке запасов: $B_{рп} = B_о + \Delta B_р$, м. По мере развития горных работ готовые к выемке запасы имеются в наличии на каждом уступе и могут существовать до тех пор, пока в его границах может разместиться полная ширина рабочей площадки $B_{рп}$. После того, как начнется ее разработка, готовые к выемке запасы переходят в категорию подготовленных к выемке запасов.

Как видно из рисунка, период времени между вскрытием новых горизонтов карьера можно условно разбить на два этапа: первый — при максимально возможных объемах вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, расположенных в пределах добычной зоны; второй — там же, но при меньших объемах запасов. Объемы запасов всех трех категорий становятся максимальными в момент начала разработки горизонта на первом этапе подвигания горных работ (рисунок, *а*). После наступления второго этапа объемы готовых к выемке запасов, расположенных на уступах, снижаются скачкообразно по причине сокращения в добычной зоне числа уступов с полной шириной рабочей площадки (рисунок, *б*).

Формулы для расчета объемов готовых к выемке запасов и времени, необходимого для их извлечения, в динамике развития горных работ представлены в табл. 2.

В указанных формулах «entire» означает «целое — меньшее» (например, если «1,4» то нужно принять «1»), а «entire(m)» — «целое — большее» (например, если «1,4» то нужно принять «2»).

Подготовленные запасы, расположенные на уступе, со стороны массива руды ограничиваются поверхностью, построенной от границы предохранительной бермы вышележащего уступа под углом откоса, предусмотренным техническим проектом [8]. Область определения объемов подготовленных запасов $V_{пз}$ имеет начало от исходных границ готовых к выемке запасов, а ее конец определяется связью добычной зоны

Таблица 2

Формулы для расчета объемов готовых к выемке запасов и времени, необходимого для их извлечения, в динамике развития горных работ в добычной зоне карьера
Formulas for calculating volumes of the available reserves and times required for their extraction in history of advancement of actual mining operations in open pit mine

Параметры и показатели	Расчетные формулы
Максимальное число добычных уступов, размещаемых в границах залежи $n_{ур}^{max}$	$n_{ур}^{max} = entire(m)\left[\frac{B_{рз}}{B_o + \Delta B_p - h_{ур}\cdot(ctg\beta \pm ctga_{ур})}\right]$ (13)
Максимальное число уступов с готовыми к выемке запасами $n_{гвз}^{max}$	$n_{гвз}^{max} = entire\left[\frac{B_{рз}}{B_o + \Delta B_p - h_{ур}\cdot(ctg\beta \pm ctga_{ур})}\right]$; $\Delta B_p \succ 0$ (14)
Максимальный объем готовых к выемке запасов, $V_{гвз}^{max}$	$V_{гвз}^{max} = n_{гвз}^{max} \cdot V_{гвзу}$, м^3 (15)
Время работы карьера при максимальных объемах готовых к выемке запасов $T_{гвз}^{max}$	$T_{гвз}^{max} = \frac{L_{фр}\cdot h_{ур}\cdot \Delta B_y \cdot n_{ур}^{max}\cdot 12}{A_p}$, мес. (16) $\Delta B_y = B_{рз} - n_{гвз}^{max}\cdot\left[B_o + \Delta B_p - h_{ур}\cdot(ctg\beta \pm ctga_{ур})\right]$ (17)
Минимальное число добычных уступов по залежи $n_{ур}^{min}$	$n_{ур}^{min} = entire(m)\left[\frac{B_{рз} - (B_o + \Delta B_p)}{B_o + \Delta B_p - h_{ур}\cdot(ctg\beta \pm ctga_{ур})}\right]$ (18)
Минимальное число уступов в карьере с готовыми к выемке запасами $n_{гвз}^{min}$	$n_{гвз}^{min} = entire\left[\frac{B_{рз} - (B_o + \Delta B_p)}{B_o + \Delta B_p - h_{ур}\cdot(ctg\beta \pm ctga_{ур})}\right]$ (19)
Минимальный объем готовых к выемке запасов $V_{гвз}^{min}$	$V_{гвз}^{min} = n_{гвз}^{min} \cdot V_{гвзу}$, м^3 (20)
Время работы карьера при минимальных объемах готовых к выемке запасов $T_{гвз}^{min}$	$T_{гвз}^{min} = \frac{L_{фр}\cdot h_{ур}\cdot(B_o + \Delta B_p - \Delta B_y)\cdot n_{ур}^{min}\cdot 12}{A_p}$, мес. (21)
Время между вскрытием смежных горизонтов в карьере $T_{гор}$	$T_{гор} = T_{гвз}^{max} + T_{гвз}^{min}$ (22) $T_{гор} = \frac{L_{фр}\cdot h_{ур}\cdot 12}{A_p}\cdot \left[\Delta B_y \cdot n_{ур}^{max} + (B_p + \Delta B_p - \Delta B_y)\cdot n_{ур}^{min}\right]$, мес. (23)
Скорость понижения горных работ в карьере $h_г$	$h_г = \frac{h_{ур}}{T_{гор}}\cdot 12$, м/год (24)
Средний объем готовых к выемке запасов $V_{гвз}$	$V_{гвз} = \frac{V_{гвз}^{max}\cdot T_{гвз}^{max} + V_{гвз}^{min}\cdot T_{гвз}^{min}}{T_{гор}}$, м^3 (25)
Время, необходимое для разработки готовых к выемке запасов в карьере $T_{гвз}$	$T_{гвз} = \frac{V_{гвз}}{A_p}\cdot 12$, мес. (26)

с нижней границей вскрышных работ (см. рисунок).

Вскрытые запасы определяются в пределах массива руды, ограниченного со стороны массива руды поверхностями, построенными от границ верхней обнаженной поверхности залежи под углами откосов и с учетом размеров предохранительных берм, предусмотренных техническим проектом [8].

Формулы для определения объемов вскрытых и подготовленных к выемке запасов между горизонтами карьера по этапам разработки залежи представлены в табл. 3.

Так как скачкообразные изменения состояний запасов всех трех категорий происходят в одно и то же время, то продолжительности этапов их состояний будут одинаковыми.

На основе представленной выше технолого-экономической модели нормирования запасов полезных ископаемых с учетом всего комплекса факторов, влияющих на процессы формирования затрат и убытков, рассчитываются их суммарные значения, по минимуму которых определяются рекомендуемые для применения нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запа-

Таблица 3

Формулы для расчета объемов подготовленных к выемке и вскрытых запасов между горизонтами карьера по этапам разработки залежи
Formulas for calculating volumes of the stripped and delineated by drilling reserves on levels in open pit mine per stages of mining

Параметры и показатели	Расчетные формулы
Объем подготовленных к выемке запасов в карьере в начале 1-го этапа разработки залежи между горизонтами карьера $V_{пз1}^{н}$	$V_{пз1}^{н} = L_{фр} \cdot h_{ур} \cdot \left[B_{рз} + (n_{гвз}^{max} + 0,5) \cdot h_{ур} \cdot (ctg\beta \pm ctga_{ур}) - n_{гвз}^{max} \cdot B_{б} \right] - V_{б}$, м^3 (27) $V_{б} = 0,5 \cdot L_{фр} \cdot B_{б}^{2} \cdot \frac{tga_{ур} \cdot tg\beta}{tga_{ур} + tg\beta}$ (28)
Объем подготовленных к выемке запасов в конце 1-го и начале 2-го этапа ($V_{пз1}^{к} = V_{пз2}^{н}$)	$V_{пз1}^{к} = V_{пз2}^{н} = L_{фр} \cdot h_{ур} \cdot [n_{гвз}^{max} \cdot (B_{о} + \Delta B_{р} - B_{б}) - 0,5 \cdot h_{ур} \cdot (ctg\beta \pm ctga_{ур})]$ (29)
Объем подготовленных к выемке запасов в конце 2-го этапа разработки залежи между горизонтами $V_{пз2}^{к}$	$V_{пз2}^{к} = L_{фр} \cdot h_{ур} \cdot [B_{рз} - (B_{о} + \Delta B_{р}) + (n_{гвз}^{min} + 1,5) \cdot h_{ур} \cdot (ctg\beta \pm ctga_{ур}) - n_{гвз}^{min} \cdot B_{б}] - V_{б}$, м^3 (30)
Средний объем подготовленных к выемке запасов во времени при отработке залежи между горизонтами карьера $V_{пз}^{ср}$	$V_{пз}^{ср} = \frac{0,5}{T_{гор}} \cdot \left(V_{пз1}^{н} \cdot T_{гвз}^{max} + V_{пз2}^{к} \cdot T_{гвз}^{min} + V_{пз1}^{к} \cdot T_{гор} \right)$, м^3 (31)
Объем вскрытых запасов в начале 1-го этапа разработки залежи между горизонтами карьера $V_{вз1}^{н}$	$V_{пз1}^{н} = L_{фр} \cdot h_{ур} \cdot [n_{ур}^{max} \cdot (B_{рз} - 0,5 + \Delta B_{р} \cdot (n_{ур}^{max} - 1) \cdot (B_{о} + \Delta B_{р} - h_{ур} \cdot (ctg\beta \pm ctga_{ур}))] - n_{ур}^{max} \cdot V_{б}$, м^3 (32)
Объем вскрытых запасов в конце 2-го этапа разработки залежи между горизонтами карьера $V_{вз2}^{к}$	$V_{вз2}^{к} = L_{фр} \cdot h_{ур} \cdot n_{ур}^{min} \cdot [B_{рз} - 0,5 + \Delta B_{р} \cdot (n_{ур}^{min} + 1) \cdot (B_{о} + \Delta B_{р} - h_{ур} \cdot (ctg\beta \pm ctga_{ур}))] - n_{ур}^{min} \cdot V_{б}$, м^3 (33)

сов руды. Указанные нормативы эффективно используются при календарном планировании развития горных работ на объемно-дискретной модели карьера [10].

Таким образом, с помощью формул, приведенных в табл. 2 и 3, определяются технолого-экономические показатели, характеризующие динамику изменений параметров добычной зоны карьера во времени и в карьерном пространстве.

В свое время в «Методических указаниях Главруды МЧМ СССР» 1986 г. [11] и «Методических указаниях АО «ССГПО»» 1996 г. [12] для действующих карьеров этого предприятия были установлены нормативы резерва готовых к выемке запасов, выраженные в единицах времени. Однако обоснованность и целесообразность применения этих нормативов в современных рыночных условиях была подвергнута вполне понятному сомнению. Поэтому Институту горного дела имени Д.А. Кунаева было поручено выполнить соответствующее исследование, основной результат которого заключался в разработке и применении технолого-экономической модели гибкого нормирования и управления запасами полезных ископаемых, учитывающей динамику развития горных работ в карьере.

Норматив готовых к выемке запасов для Сарбайского карьера, рекомендованный ранее Методическими указаниями, был равен 1,3 месяца. Однако в результате выполненного исследованиями установлено, что для эффективной и надежной работы карьера в современных условиях достаточно иметь резерв готовых к выемке запасов на 0,5÷0,6 месяцев работы карьера. За счет этого сумма годовых затрат и убытков карьера может быть снижена на 4,1 млрд д. ед., (≈10 млн долл. США) по сравнению с вариантом, предусматривающим применение ныне действующей нормы готовых к выемке запасов.

В ходе исследований были собраны и проанализированы зарубежные публикации [13 — 20], напрямую или косвенно относящиеся к обсуждаемой теме. В этих работах также значительное внимание уделяется вопросам планирования и оптимизации открытых горных работ на основе более точных и адекватных технолого-экономических моделей производства.

Обсуждение результатов

Полученные результаты подтвердили гипотезу о высокой значимости учета динамики процессов развития горных работ в карьере при решении задач нормирования запасов полезных ископаемых с разной степенью их готовности к добыче. Выполнено детальное описание и формализация процесса движения вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов в действующем карьере, разрабатывающем наклонные и крутопадающие месторождения. Благодаря этому появилась возможность получения более точного решения задач нормирования запасов полезных ископаемых в указанных условиях. Расчеты, выполненные в производственных условиях с использованием предлагаемой методики, показали наличие значительных и до конца не реализованных резервов повышения экономической эффективности работы карьеров, в том числе и за счет поиска научно обоснованных путей решения задач оптимального нормирования запасов на практике. В связи с этим руководству и специалистам горнодобывающих предприятий предлагается обратить внимание на это обстоятельство.

Ограничения

Разработанная методика ориентирована на ее применение при открытой разработке рудных залежей наклонного и крутого падения. Поэтому она не мо-

жет применяться в карьерах, разрабатывающих горизонтально залегающие или пологопадающие месторождения.

Предложения

Авторы намерены продолжить исследования изучаемой проблемы в направлении увязки задач нормирования запасов полезных ископаемых и не менее важными и актуальными задачами поиска оптимальных контуров залегания и разработки запасов с применением параметров динамических кондиций, гибко реагирующих на изменения влияющих внешних и внутренних факторов.

Заключение

Результаты выполненного исследования подтвердили необходимость учета фактора динамики при решении задач нормирования запасов полезных ископаемых на действующих карьерах. Доказана высокая экономическая эффективность отказа от применяемых на практике жестко заданных нормативов запасов полезных ископаемых с разной степенью подготовленности к добыче и целесообразность перехода к гибким, управляемым и оптимизируемым нормативам запасов. Изложенные в статье научные положения легли в основу разработанной в Институте горного дела имени Д.А. Кунаева «Методики нормирования запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче при разработке железорудных месторождений АО «ССГПО». Предлагаемая методика учитывает более широкий спектр факторов, влияющих на результаты нормирования запасов, по сравнению с другими, известными на данный момент методиками. Как показали предварительные расчеты, ее практическое применение может принести ощутимый экономический эффект.

Авторы выражают большую признательность сотрудникам АО «ССГПО» и Евразийской Группы, которые принимали участие в обсуждении рассматриваемой проблемы и помогали своими ценными советами в поиске путей ее эффективного решения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Богачев А. Ф.* Управление запасами горной массы и надежность работы карьера. — М.: Недра, 1979. — 200 с.

2. *Фомин С. И.*, *Пономарев А. И.*, *Шевелев В. А.* Нормирование готовых к выемке запасов при формировании рабочей зоны карьера // Известия ТулГУ. Науки о Земле. — 2012. — № 2. — С. 176—183.

3. *Фомин С. И.*, *Чан Динь Бао*, *Базарова Е. И.* Нормирование запасов руды по степени подготовленности к выемке при проектировании открытой разработки месторождений // Маркшейдерия и недропользование. — 2017. — № 2 (88). — С. 57—60.

4. *Вохмин С. А.*, *Загиров Н. Х.*, *Курчин Г. С.*, *Зайцева Е. В.* К вопросу оценки обеспеченности Таштагольского рудника подготовленными и готовыми к выемке запасами // Маркшейдерия и недропользование. — 2014. — № 3 (71). — С. 44—52.

5. *Иванов В. В.* Определение оптимальной величины готовых к выемке запасов при открытой разработке сложноструктурных карбонатных месторождений / Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения. — Воркута, 2008. — С. 112—116.

6. *Пешков А. А.* Управление развитием горных работ на глубоких карьерах. — М.: ИПКОН РАН, 1999. — 321 с.

7. *Арсентьев А. И.* Горные работы в карьерах (основы теории). — СПб., 2006. — 121 с.

8. *Инструкция* по определению и учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых на предприятиях МЧМ СССР. — Белгород: ВИОГЕМ, 1974. — 39 с.

9. *Половко А. М.*, *Гуров С. В.* Основы теории надежности. — СПб.: БХВ-Петербург, 2006. — 702 с.

10. *Джарлкаганов У.* Планирование развития горных работ на объемно-дискретной модели карьера // Промышленность Казахстана. — 2011. — № 5(68). — С. 89—93.

11. *Методические* указания по определению нормативов запасов железной, хромитовой руды и объемов скальной вскрыши по степени подготовленности к выемке при проектировании карьеров Минчермета СССР. — Белгород: ВИОГЕМ, 1986. — 9 с.

12. *Методические* указания по определению и расчету основных параметров и показателей рабочей зоны карьера, характеризующих состояние горных работ. — Рудный: АО «ССГПО», 1996. — 8 с.

13. *Akisa D. M.*, *Mireku-Gyimah D.* Application of surpac and whittle software in open pit optimisation and design // Ghana Mining Journal. 2015, vol. 15, no. 1, pp. 35—43.

14. *Vallejo M. N., Dimitrakopoulos R.* Stochastic orebody modelling and stochastic long-term production scheduling at the KéMag iron ore deposit, Quebec, Canada // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. 2018, vol. 33, no. 1, pp. 1—18. DOI: 10.1080/17480930.2018.1435969.

15. *Asad M. W. A.*, *Qureshi M. A.*, *Jang H.* A review of cut-off grade policy models for open pit mining operations // Resources Policy. 2016, no. 49, pp. 142–152.

16. *Githiria J., Musingwini C.* Comparison of cut-off grade models in mine planning for improved value creation based on NPV / Society of Mining Professors. 6th Regional Conference. 2018. Johannesburg, South Africa, pp. 347—362.

17. *Liu D., Li G., Hu N., Xiu G., Ma Z.* Optimization of the cut-off grade for underground polymetallic mines // Gospodarka Surowcami Mineralnymi. 2019, vol. 35, no. 1, pp. 25—42. DOI: 10.24425/gsm.2019.128198.

18. *Dimitrakopoulos R.* Advances in applied strategic mine planning. Springer, 2018. 800 p.

19. *Nelwamondo P., Kruger D.* A project management approach for a mining / 3rd Young Professionals Conference Innovation Hub. Pretoria, 2017, pp. 263—276.

20. *Castillo M. F.* D., *Dimitrakopoulos R.* Dynamically optimizing the strategic plan of mining complexes under supply uncertainty // Resources Policy. 2019, no. 60, pp. 83—93. ГИАБ

REFERENCES

1. Bogachev A. F. *Upravlenie zapasami gornoy massy i nadezhnost' raboty kar'era* [Management reserves rock mass and reliability open pit], Moscow, Nedra, 1979, 200 p.

2. Fomin S. I., Ponomarev A. I., Shevelev V. A. Rationing of reserves ready for excavation during the formation of a quarry working area. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta, Nauki o zemle*. 2012, no 2, pp. 176—183. [In Russ].

3. Fomin S. I., Chan Din' Bao, Bazarova E. I. Rationing of ore reserves according to the degree of preparedness for excavation in the design of open-cast mining. *Marksheyderiya i nedropol'zovanie*. 2017, no 2 (88), pp. 57—60. [In Russ].

4. Vokhmin S. A., Zagirov N. Kh., Kurchin G. S., Zaytseva E. V. On the issue of assessing the security of the Tashtagol mine with prepared and ready for excavation reserves. *Marksheyderiya i nedropol'zovanie*. 2014, no 3 (71), pp. 44—52. [In Russ].

5. Ivanov V. V. Determination of the optimal value of reserves ready for excavation in the open pit of complex structural carbonate deposits. *Osvoenie mineral'nykh resursov Severa: problemy i resheniya*. Vorkuta, 2008, pp. 112—116. [In Russ].

6. Peshkov A. A. *Upravlenie razvitiem gornykh rabot na glubokikh kar'erakh* [Deep open pit mining management], Moscow, IPKON RAN, 1999, 321 p.

7. Arsent'ev A. I. *Gornye raboty v kar'erakh (osnovy teorii)* [Mining operations in opin pit (theory basis)], Saint-Petersburg, 2006, 121 p.

8. *Instruktsiya po opredeleniyu i uchetu vskrytykh, podgotovlennykh i gotovykh k vyemke zapasov poleznykh iskopaemykh na predpriyatiyakh MCHM SSSR* [Instructions for the determination and accounting of discovered, prepared and ready for excavation of mineral reserves at enterprises of the USSR MFM], Belgorod, VIOGEM, 1974, 39 p. [In Russ].

9. Polovko A. M., Gurov S. V. *Osnovy teorii nadezhnosti* [Fundamentals of reliability theory], Saint-Petersburg, BKHV-Peterburg, 2006, 702 p. [In Russ].

10. Dzharlkaganov U. Mining development planning on a volume-discrete open pit model. *Promyshlennost' Kazakhstana*. 2011, no 5(68), pp. 89 — 93. [In Russ].

11. *Metodicheskie ukazaniya po opredeleniyu normativov zapasov zheleznoy, khromitovoy rudy i ob"emov skal'noy vskryshi po stepeni podgotovlennosti k vyemke pri proektirovanii kar'erov Minchermeta SSSR* [Guidelines for determining the standards for reserves of iron and chromite ore and rock overburden volumes according to the degree of preparedness for excavation when designing open pit of the USSR Ministry of Iron and Steel], Belgorod, VIOGEM, 1986, 9 p. [In Russ].

12. *Metodicheskie ukazaniya po opredeleniyu i raschetu osnovnykh parametrov i pokazateley rabochey zony kar'era, kharakterizuyushchikh sostoyanie gornykh rabot* [Guidelines for the determination and calculation of the main parameters and indicators of the working area of the open pit, characterizing the state of mining]. Rudnyy, AO «SSGPO», 1996, 8 p. [In Russ].

13. Akisa D. M., Mireku-Gyimah D. Application of surpac and whittle software in open pit optimisation and design. *Ghana Mining Journal*. 2015, vol. 15, no. 1, pp. 35 — 43.

14. Vallejo M. N., Dimitrakopoulos R. Stochastic orebody modelling and stochastic long-term production scheduling at the KéMag iron ore deposit, Quebec, Canada. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2018, vol. 33, no. 1, pp. 1 — 18. DOI: 10.1080/17480930.2018.1435969.

15. Asad M. W. A., Qureshi M. A., Jang H. A review of cut-off grade policy models for open pit mining operations. *Resources Policy*. 2016, no. 49, pp. 142–152.

16. Githiria J., Musingwini C. Comparison of cut-off grade models in mine planning for improved value creation based on NPV. *Society of Mining Professors. 6th Regional Conference*. 2018. Johannesburg, South Africa, pp. 347 — 362.

17. Liu D., Li G., Hu N., Xiu G., Ma Z. Optimization of the cut-off grade for underground polymetallic mines. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*. 2019, vol. 35, no. 1, pp. 25 — 42. DOI: 10.24425/gsm.2019.128198.

18. Dimitrakopoulos R. *Advances in applied strategic mine planning*. Springer, 2018. 800 p.

19. Nelwamondo P., Kruger D. A project management approach for a mining. *3rd Young Professionals Conference Innovation Hub*. Pretoria, 2017, pp. 263 — 276.

20. Castillo M. F. D., Dimitrakopoulos R. Dynamically optimizing the strategic plan of mining complexes under supply uncertainty. *Resources Policy*. 2019, no. 60, pp. 83 — 93.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Лисенков Александр Александрович[1] — д-р техн. наук, профессор,
зав. лабораторией, e-mail: lisenkov45@mail.ru,
Джарлкаганов Узакбай Алпамысович[1] — старший научный сотрудник,
e-mail: dzharlkaganov@mail.ru,
[1] Институт горного дела имени Д.А. Кунаева, Национальный центр
по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан.
Для контактов: Лисенков А.А., e-mail: lisenkov45@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

A.A. Lisenkov[1], Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of Laboratory, e-mail: lisenkov45@mail.ru,
U.A. Djarlkaganov[1], Senior Researcher, e-mail: dzharlkaganov@mail.ru,
[1] D.A. Kunayev Mining Institute, National Center for Integrated Mineral Recycling
of the Republic of Kazakhstan, Almaty, Kazakhstan
Corresponding author: A.A. Lisenkov, e-mail: lisenkov45@mail.ru.

Получена редакцией 03.06.2020; получена после рецензии 17.08.2020; принята к печати 10.04.2021.
Received by the editors 03.06.2020; received after the review 17.08.2020; accepted for printing 10.04.2021.