

УДК 622.831.1

А.А. Неверов, С.А. Неверов

ОЦЕНКА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СПЛОШНОЙ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ С ОБРУШЕНИЕМ КРОВЛИ

ВВЕДЕНИЕ

Вопросы управления напряженным состоянием массива пород и повышения показателей полноты и качества извлечения полезного ископаемого из недр в настоящее время решаются применением систем разработки с полной закладкой выработанного пространства [1-2]¹. Однако их использование при выемке руд средней и малой ценности вследствие высокой стоимости материалов на закладочные работы не оправдывается. В результате чего геотехнологии с закладкой переходят в разряд малоэффективных и убыточных [3].

В сложных геомеханических условиях Николаевского месторождения, разрабатывающего руды невысокой ценности, при значительном росте стоимости электроэнергии, цемента и транспортных расходов на его доставку, для достижения рентабельности при существующей технологии добычи с закладкой (подэтажных штреков с ка-

новый вариант (рис. 1) сплошной камерной системы разработки с обрушением пород кровли и выпуском руды из под породной консоли [3-4].

Сущность способа разработки заключается в следующем. Рудная залежь разбивается на блоки, включающие камеру и целик. В первую очередь извлекаются запасы камеры. По завершению ее отработки целик обрушается на открытое очистное пространство, и выпуск руды осуществляется под защитой породной консоли. По окончании выпуска производится принудительное обрушение пород кровли до проектной высоты. Эффективность технологии определяется принятыми параметрами и конструкцией горизонта выпуска.

В зависимости от горнотехнических условий, нарушенности массива и ценности руды подготовка основания блока может быть полевой, рудной и комбинированной. Полевая подготовка заключается в проведении ниже залежи на 4-8 м

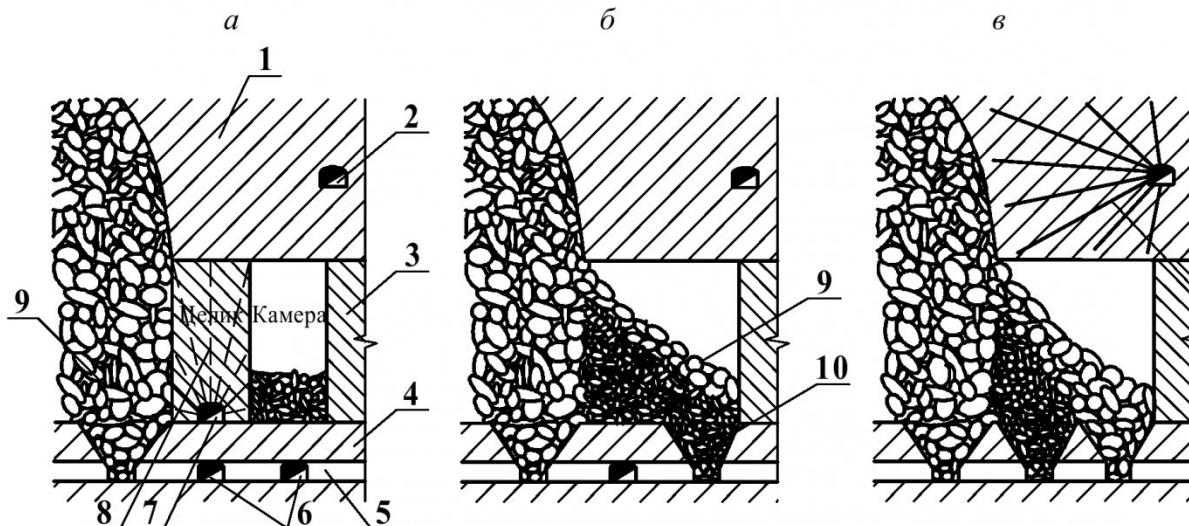


Рис. 1. Стадии сплошной камерной выемки с управляемым обрушением пород кровли: а – выемка камерных запасов; б – обрушение целика; в – выпуск руды в границах камеры и целика; 1 – породная консоль; 2 – буровой посадочный орт; 3 – рудное тело; 4 – вмещающие породы; 5 – полевой откаточный штрев; 6 – погрузочно-доставочный орт; 7 – буровой орт; 8 – скважины; 9 – обрушенные породы; 10 – отбитая руда

мерно-целиковым порядком выемки и твердеющей закладкой) предприятие вынуждено было бы повысить более чем в 2 раза кондиционные требования к добываемой руде. Это вызвало бы сокращение балансовых запасов рудника на 35-40% и заметно ухудшило бы его технико-экономические показатели. В этой связи применительно к выемке пологопадающих рудных залежей был разработан

погрузочно-доставочных выработок. Выпуск руды из блока производится через полевые траншеи по торцовой либо площадно-торцовой схемам. В условиях рудной подготовки, погрузочно-доставочные выработки проводятся по контакту залежи с подстилающими породами, выпуск – торцовый. При комбинированной – камера имеет рудную подготовку, целик – полевую. Очистные работы в первичных камерах во всех рассматриваемых случаях производятся при рудной подготовке.

¹ Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента РФ № МК-98.2009.5

Настоящая статья посвящена детальному технико-экономическому анализу рассматриваемой геотехнологии на примере Николаевского рудника ОАО «ГМК Дальполиметалл».

ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ

Эффективность системы разработки определялась алгоритмом ограничивающимся пределами очистного блока [4]. В качестве критерия экономической оценки принималась валовая прибыль (Π_b) и затраты (3) на 1 т погашенных балансовых запасов (см. табл.) [5-9].

Расчеты выполнялись для условий:

- полевая и рудная подготовка очистного блока;
- мощность залежи (m) – 20-60 м, ширина камеры (B_k) – 20-40 м, ширина рудного целика $B_u = \text{const} = 20$ м.

Учитывая комплексность добываемых руд, все расчеты велись на условный металл, который определялся соотношением стоимости включаемых компонентов. Для приведения содержаний полезных компонентов к содержанию условного компонента использовался переводной коэффици-

Таблица. Технико-экономическая оценка системы разработки

1. Коэффициент подготовительно-нарезных работ, м/1000 т м ³ /1000 т	$K_{nnp} = \frac{\sum L_{выр}}{Q_6} 1000$ $K_{nnp} = \frac{V_{nnp}}{Q_6} 1000$	$\sum L_{выр}$ – общая длина выработок по породе и руде, м; $V_{nnp} = \sum V_{nnp}^n + \sum V_{nnp}^p$ – объем подготовительно-нарезных работ в блоке, м ³ ; $\sum V_{nnp}^n$ и $\sum V_{nnp}^p$ – соответственно, объемы выработок по породе и руде, м ³ ; Q_6 – балансовые запасы руды в блоке, т.
2. Себестоимость 1 т добытой руды по системе разработки, руб./т	$3_{c/p} = \sum 3_i$	$\sum 3_i = 3_{om} + 3_\partial + 3_{об.к} + 3_{nnp}$ – удельные затраты соответственно на отбойку, доставку, обрушение породной кровли и подготовительно-нарезные работы, руб./т.
3. Затраты на 1 т балансовых запасов по системе разработки, руб./т	$3 = \frac{\sum 3_o}{Q_6}$	$\sum 3_o$ – общие затраты по системе разработки, руб.
4. Валовая прибыль на 1 т балансовых запасов (Π_b), руб./т	$\Pi_b = \frac{Ц_o - 3_k}{Q_6}$ $3_k = 3_\partial + 3_{об.к}$ $Ц_o = Q_m Ц_m$ $Q_m = \frac{Q_o^\delta a}{100} K_u$	3_k – себестоимость конечной продукции, руб; $3_\partial, 3_{об.к}$ – соответственно, затраты на добычу и обогащение, руб; $Ц_o$ – извлекаемая ценность, руб; Q_m – количество металла, т; $Ц_m$ – цена металла, руб./т; a – содержание металла в добытой руде, %; K_u – коэффициент извлечения при обогащении, д.ед; Q_o^δ – добытая рудная масса по блоку, т.
5. Производительность труда рабочего по системе разработки, т/чел-смену	$G_{c/p} = \frac{Q_o^\delta}{\sum T_i}$ $T_{nnp} = \frac{V_{nnp}}{H_{nnp}}$ $T_{bcn} = (\sum T_{oc} + T_{nnp}) 0,1$	$\sum T_i = T_{om} + T_\partial + T_{об.к} + T_{nnp} + T_{bcn} + T_h$ – трудозатраты, соответственно при отбойке, доставке, обрушении породной кровли, на проходку ПНВ, на вспомогательные работы и неучтенные трудозатраты по добыче руды (принимаются от 15 до 30% от общих трудозатрат по технологии), чел-смен; H_{nnp} – комплексная норма выработки на проходку ПНВ, м ³ /чел-смен.
6. Переводной коэффициент при приведении содержаний i -го компонента к содержанию главного (1-го) компонента	$K_{i/1} = \frac{(Ц_i - 3_{m_i}) I_i}{(Ц_1 - 3_{m_1}) I_1}$	$Ц_i, Ц_1$ – соответственно цена товарного металла извлекаемого из i -го компонента и главного (1-го) компонента, руб/т; $3_{m_i}, 3_{m_1}$ – соответственно затраты на металлургический передел i -го компонента и главного (1-го) компонента, руб/т; I_i, I_1 – соответственно извлечение при обогащении i -го компонента и главного (1-го) компонента, д.ед.
7. Содержание условного металла в балансовых запасах, %	$C_y = C_o + \sum_{i=1}^n C_i K_{i/1}$	C_o – содержание главного компонента, %; C_i – содержание i -го компонента, %; i – порядковый номер сопутствующего компонента ($i = 1, 2, 3, \dots, n$); n – число сопутствующих компонентов
8. Содержание условного металла в добытой руде, д.ед.	$C_{y_\partial} = C_y - R(C_y - b)$	R – разубоживание, д.ед.; b – содержание металла в породе, д.ед.

ент, определяемый согласно [8]. В зависимости от изменения содержаний свинца и цинка в балансовой руде устанавливалось содержание условного свинца (C_y , %) в рудном массиве. В расчетах стои-

мость 1-ой тонны свинца и цинка принимались на основе действующих мировых цен. Значения коэффициентов извлечения металлов в концентраты (при обогащении) определялись в соответствии с

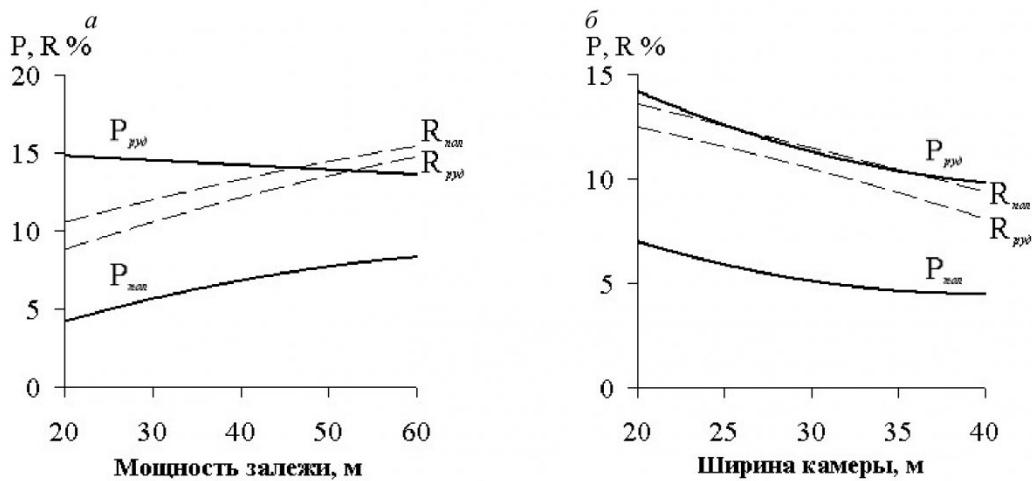


Рис. 2. Значения потерь и разубоживания руды по блоку: а – в зависимости от мощности залежи; б – от ширины камеры; $P_{пол}$, $P_{руд}$, $R_{пол}$, $R_{руд}$ – соответственно потери и разубоживание при полевой и рудной подготовках блока

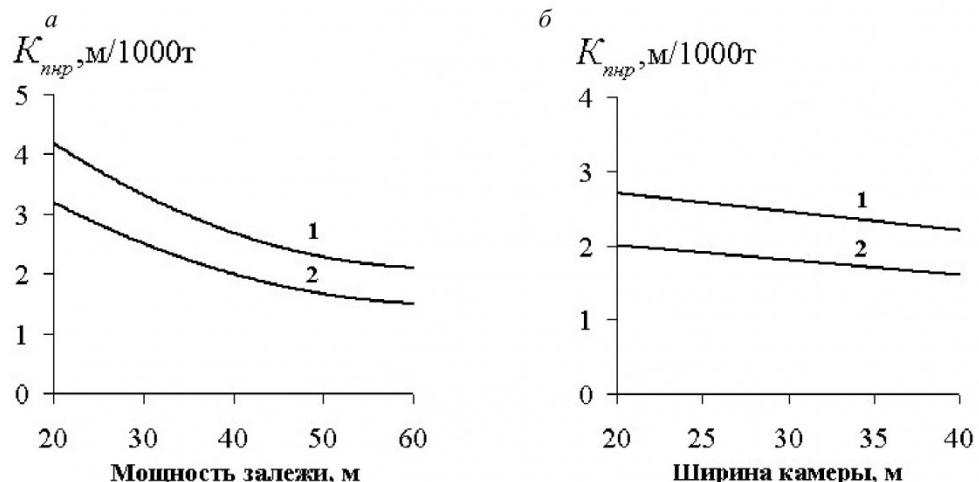


Рис. 3. Характер изменения удельного объема подготовительно-нарезных работ по блоку в зависимости от мощности залежи (а) и ширины камеры (б): 1 – полевая подготовка; 2 – то же рудная

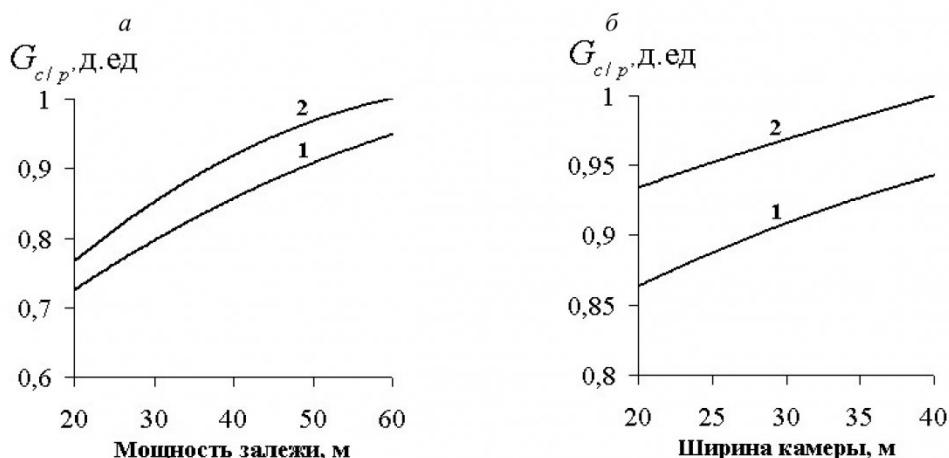


Рис. 4. Зависимость производительности рабочего по технологии от мощности залежи (а) и ширины камеры (б): 1 – полевая подготовка; 2 – тоже рудная

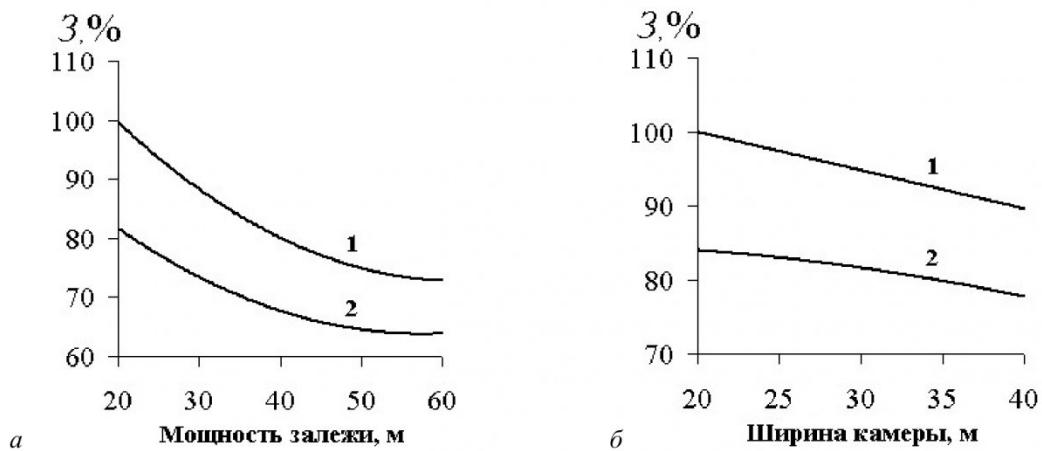


Рис. 5. Изменение затрат на погашение 1 т балансовых запасов по блоку в зависимости от мощности залежи (а) и ширины камеры (б): 1 – полевая подготовка; 2 – то же рудная

разработанной для условий Николаевского месторождения методикой [9]. Прибыль на 1 т балансовых запасов определялась как разница между извлекаемой ценностью и общими затратами. В ходе расчетов все затраты, независящие от системы разработки, (транспорт ВШТ, подъем, водоотлив, вентиляция, амортизация основных фондов, затраты на обогащение и.т.д.), принимались условно постоянными на 1 т товарной руды. Отличие в общих затратах для каждого варианта подготовки с учетом мощности залежи и размеров камеры состояло только в себестоимости 1 т добытой руды в пределах очистного блока.

АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ РАСЧЕТА

В соответствии с разработанным алгоритмом [4] выполнено две серии расчетов. Первая – сравнительная оценка рассматриваемой геотехнологии в зависимости от параметров выемки, вторая – сравнительный анализ сплошной камерной выемки с обрушением кровли с существующей (базовой) системой. Анализ полученных результатов

расчетов первой серии приведен на рис. 2-6.

На рис. 2 представлено изменение общих показателей полноты и качества извлечения запасов в зависимости от мощности залежи, ширины камеры и способа подготовки очистного блока. Из них следует, что минимальные потери при несущественном росте разубоживания руды достигаются в условиях полевой подготовки основания блока.

Значения коэффициентов подготовительно-нарезных работ (K_{npr}) по блоку в зависимости от его параметров приведены на рис. 3.

Рост мощности залежи с 20 до 60 м и ширины камеры с 20 до 40 м, независимо от способа подготовки обуславливает снижение объемов подготовительно-нарезных работ (ПНР) соответственно на 50% и 20%. При рудной подготовке объемы ПНР в зависимости от параметров блока относительно полевой снижаются в среднем в 1.5 раза.

Зависимость производительности рабочего ($G_{c/p}$) по системе разработки от параметров блока показано на рис. 4.

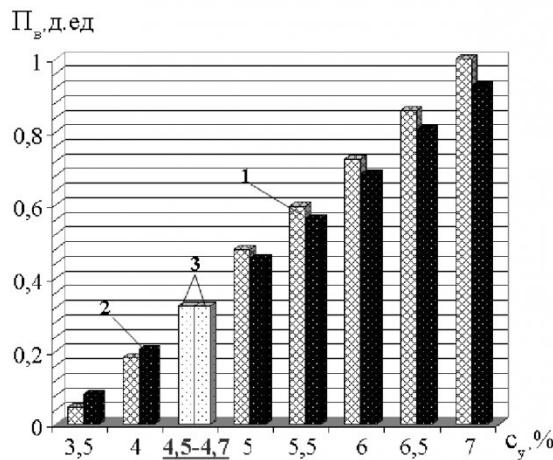


Рис. 6. Зависимость валовой прибыли (P_i , д.ед.) на 1 т погашенных балансовых запасов от содержания условного металла (Pb) в балансовой руде (C_y): 1 – полевая подготовка; 2 – то же рудная; 3 – граничные условия целесообразности перехода от рудной подготовки к полевой

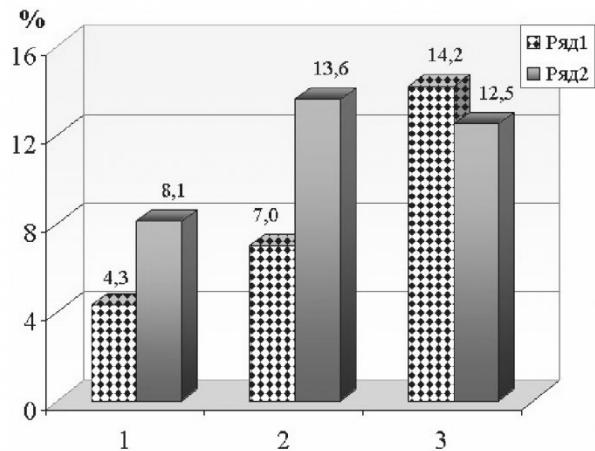


Рис. 7. Показатели полноты и качества извлечения по системам разработки: ряд1 – потери руды на очистных работах; ряд2 – разубоживание на очистных работах: 1 – базовая технология; 2 – сплошная камерная с обрушением кровли (полевая подготовка); 3 – то же рудная

Снижение производительности труда рабочего при полевой подготовке на 7-10% в сравнении с рудной, связано с ростом трудоемкости работ на проходку полевых погрузочно-доставочных выработок.

Влияние параметров блока на изменение расчетной себестоимости (3) на 1 т погашенных балансовых запасов показано на рис. 5. В ходе расчетов установлено, что с увеличением мощности залежи до 60 м себестоимость добычи руды по системе разработки снижается: на очистных работах на 10%; в целом по блоку более чем на 30%. При рудной подготовке – себестоимость в сравнении с полевой уменьшается на 15-20%.

На рис. 6 представлено изменение валовой прибыли на 1 т погашенных балансовых запасов в зависимости от содержания в них условного металла (C_y). Из графика следует, что при отработке блока с параметрами $B_k = B_u = 20$ м и $m = 40$ м, эффективность применения полевой подготовки обеспечивается при содержании условного металла в руде более чем 4,7%. Аналогичная ситуация

прослеживается и для других параметров блока.

Сравнительная оценка рассматриваемого варианта с базовой геотехнологией (подэтажных штреков с камерно-целиковым порядком выемки и твердеющей закладкой) приведена на рис. 7-9.

На рис. 7 представлены величины потерь и разубоживания руды для рассматриваемых технологий. Показатели извлечения для камерной системы с закладкой устанавливались: потери руды – по величине остатков у бортов камеры и целика, а также в торце каждого отбиваемого слоя в породном мосту траншеи от заброса; разубоживание – от величины примешивания бетоном. Для всех вариантов принимались равносильные значения конструктивных потерь и разубоживания руды.

Изменение удельного объема подготовительно-нарезных работ и производительности труда по товарной руде иллюстрируется на рис. 8. Рост объема ПНР при базовом варианте до 40% в сравнении с новым связан с наличием выработок за-кладочного горизонта в кровле залежи.

Низкая производительность труда в условиях

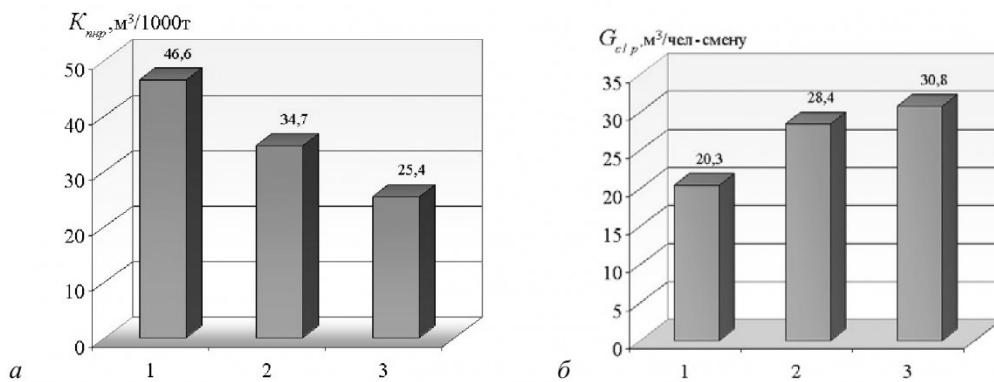


Рис. 8. Расчетные показатели: а – удельный объем подготовительно-нарезных работ; б – производительность труда по системам разработки: 1 – базовая технология; 2 – сплошная камерная с обрушением кровли (полевая подготовка); 3 – то же рудная

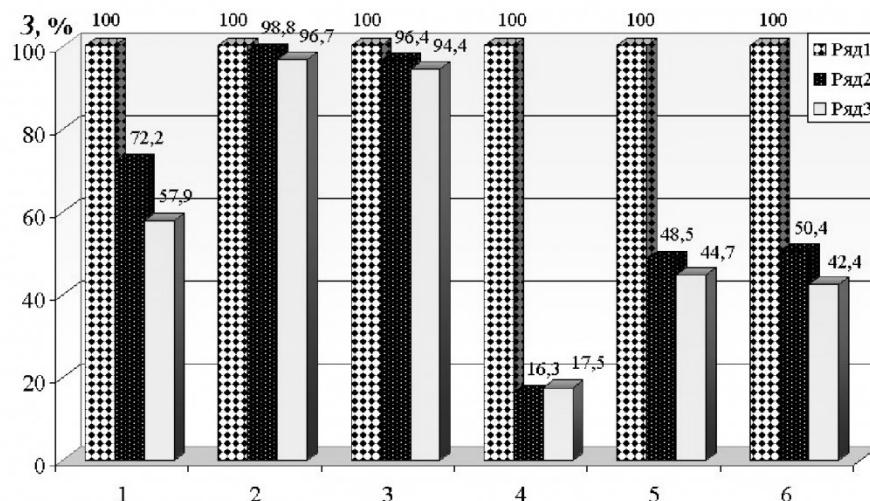


Рис. 9. Соотношение расчетной себестоимости добычи по системам разработки: ряд1 – базовая технология; ряд2 – сплошная камерная с обрушением кровли (полевая подготовка); ряд3 – то же рудная: 1 – затраты на подготовительно-нарезные работы; 2 – то же на отбойку руды; 3 – то же на доставку руды; 4 – то же на поддержание выработанного пространства; 5 – то же по блоку (по добываемой руде); 6 – то же по блоку (по балансовой руде)

базовой технологии объясняется увеличением трудовых затрат на закладочные работы. Так трудоемкость работ по закладке более чем в 2,0 раза выше, чем на обрушение пород кровли. В целом, трудозатраты по блоку при технологии с твердеющей закладкой колеблются от 50 и более чел.-смен на 1000 м³, при новом варианте – до 35 чел.-смен/1000 м³.

Соотношение расчетных затрат по основным производственным стадиям на 1 т добываемой руды по системам разработки показано на рис. 9.

Анализ полученных результатов показал, что сплошная камерная выемка с обрушением кровли в сравнении с технологией использующей твердеющую закладку, позволяет снизить себестоимость добычи руды по блоку в 2 и более раза и увеличить валовую прибыль на 1 т балансовых запасов, например, при содержании условного металла в руде 7,0%, соответственно при рудной подготовке на 5,3%, полевой – до 11%. Основной причиной этому послужили существенное снижение затрат на поддержание выработанного пространства и достигнутые показатели извлечения руды по блоку. Границной величиной содержания условного металла в балансовой руде (C_y), при которой целесообразно переходить на геотехнологию с полной закладкой выработанного пространства является значение $C_y \geq 16,0\%$.

Рассматриваемая геотехнология прошла опытно-промышленные испытания на Николаевском руднике, в ходе которых было установлено

значительное сокращение трудоемкости работ в 1,5 раза, затрат на добычу руды на 25% и себестоимости производства металла в концентрате почти на 15% при незначительном ухудшении показателей полноты и качества извлечения запасов. Рост прибыли на 1 т балансовых запасов при этом составил 15%. Экономический эффект от внедрения системы разработки при отработке блоков «Север-7» и «Север-9» составил более 1 млн. руб. на 100 тыс. т добываемой рудной массы.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выполненный технико-экономический анализ сплошной камерной выемки с обрушением кровли в сравнении с базовой технологией, позволяет отметить следующее:

- незначительное ухудшение показателей полноты и качества извлечения запасов не оказывает существенного значения на общую эффективность добычи;
- удельный объем подготовительно-нарезных работ по блоку снизился на 40%;
- производительность труда рабочего по системе разработке возросла в 1,5 раза;
- снижение приведенных затрат на 1 т погашенных балансовых запасов по блоку;
- расчетная валовая прибыль на 1 т балансовых запасов возросла на 5-10%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фрейдин А.М. Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений Сибири и Дальнего Востока / А.М. Фрейдин, В.А. Шалауров, и др. – Новосибирск: Наука, 1992.
2. Борщ-Компониец В.И. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей / В.И. Борщ-Компониец, А.Б. Макаров. – М.: Недра, 1986.
3. Патент РФ № 2099527. Способ разработки месторождений полезных ископаемых / Фрейдин А.М., Шалауров В.А., Кореньков Э.Н. и др.; патентообладатель ИГД СО РАН // Опубл. в Б.И., – 1997, – № 35.
4. Современные способы разработки рудных залежей с обрушением на больших глубинах / А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов, П.А. Филиппов; Рос. акад. наук, Сиб. отд-ние, Институт горного дела. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. – 151 с.
5. Зеленкин В.Н. Методические рекомендации по сравнительной экономической оценке систем разработки рудных месторождений / В.Н. Зеленкин. – Л.: ВНИИГ. 1977. – 32 с.
6. Агошков М.И. Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М.И. Агошков, В.И. Никаноров, и др. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
7. Шестаков В.А. Оптимизация разработки рудных месторождений / В.А. Шестаков, М.А. Яковлев, и др. – ИЛИМ. – Фрунзе. 1975.
8. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев) // МПР РФ. ГКЗ. – Москва. 1999.
9. Фрейдин А.М. Методика установления и применения дифференцированных эксплуатационных кондиций по Николаевскому месторождению / А.М. Фрейдин, Э.Н. Кореньков, А.В. Соловьев. – Новосибирск – Дальнегорск 1995.

□ Авторы статьи:

<p>Неверов Александр Алексеевич - к.т.н., научный сотрудник Института горного дела СО РАН e-mail: neverovaa_79@mail.ru</p>	<p>Неверов Сергей Алексеевич - к.т.н., научный сотрудник Института горного дела СО РАН e-mail: neverovaa_79@mail.ru</p>
--	---