© С.А. Неверов, А.А. Неверов, 2008

УДК 622.831.1

*С.А. Неверов, А.А. Неверов*

# *ВЫЕМКА МОЩНЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ СИСТЕМАМИ С ОБРУШЕНИЕМ*

**Семинар № 5**

При подземной отработке мощных и весьма мощных рудных залежей в сложных геомеханических условиях широкое применение получили технологии с искусственным поддержанием выработанного пространства. Вместе с тем при выемке руд средней ценности применение закладки экономически не всегда оправдано. В мировой практике имеются успешные примеры добычи полезных ископаемых на больших глубинах системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород [1].

При отработке мощных и весьма мощных крутопадающих залежей, широкое распространение получила технология подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, в условиях которой весьма эффективно используется самоходное оборудование. Простота конструкции, высокая интенсивность отработки, возможность выемки залежей любой сложности – основные достоинства применения этой технологии. Тем не менее для неё характерны ряд существенных недостатков: очистные работы ведутся в тупиковых забоях и низкие показатели извлечения.

В связи с этим был разработан новый вариант подэтажного обрушения с выпуском руды по площадно-тор-цовой схеме под обрушенными породами и использованием самоходного оборудования (рис. 1) [2, 3]. Принцип отработки по данной технологии позволяет быстро и гибко реагировать на изменения горно-геологических и горнотехнических условий разработки.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проведении транспортного уклона предназначенного для доставки рабочего оборудования на подэтажи, рудоспусков, буродоставочных ортов и погрузочных заездов, транспортных и отрезных штреков. Отличительными особенностями по сравнению с известным «шведским» вариантом, является дополнительная проходка между буродоставочными ортами погрузочных заездов, используемых для выпуска руды по площади отбиваемого слоя и проветривания очистных забоев за счёт общешахтной депрессии.

Очистная выемка включает в себя процессы: бурения, послойной отбойки руды, выпуска её через торцы буродоставочных ортов и погрузочных заездов и доставки до участкового рудоспуска.

Площадно-торцовая технология выпуска в отличие от торцовой, требует определённого подхода к управлению показателями потерь и разубоживания руды. Выпуск руды осуществляется одновременно по площади (из погрузочного заезда) и торца (из буродоставочного орта) отбиваемого слоя, вследствие чего сфера влияния области течения рудной массы расширяется, повышая показатели извлечения в целом.

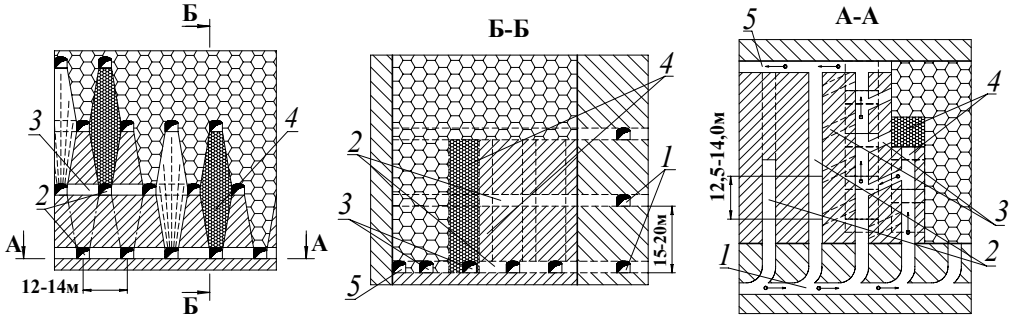


***Рис. 1. Технология подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды:*** *1* – транспортный штрек; *2* – буро-доставочный орт; 3 – погрузочные заезды; 4 – слой отбитой руды; 5 – вентиляционный (отрезной) штрек

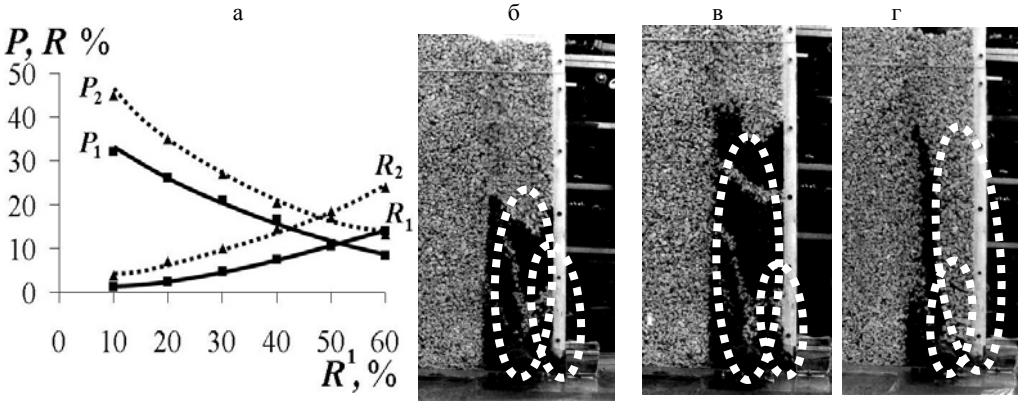


***Рис. 2. Сравнительный график (а) зависимости показателей извлечения руды от предельного разубоживания $R^1$ в дозе выпуска и фрагменты параметров зон потоков при выпуске отбитого слоя руды:*** б) дозами в соотношении *2 к 1*; в) соответственно *3 к 1*; г) соответственно – *1 к 2*: $P_1$, $P_2$ и $R_1$, $R_2$ – соответственно потери и разубоживание руды при площадно-торцовой и торцовой технологии выпуска

Для создания более устойчивой конструкции днища панелей, за счёт снижения изрезанности массива погрузочными заездами, проходка последних осуществляется по мере выемки отбиваемых слоёв, когда в работе находятся не более 2-х заездов – первый из которых используется на выпуске руды, второй – для проветривания.

Выполненный комплекс исследований технологии подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды позволил установить следующее.

Показатели извлечения площадно-торцового выпуска относительно торцового улучшились (рис. 2, *а*): потери руды снижаются на 15-20 %, разубоживание на выпуске — на 30-35 %, при одновременном повышении количества чистой руды извлеченной до начала разубоживания в 1,5–1,6 раза. Наилучшие показатели извлечения достигаются при равномерно-после-довательном режиме выпуска руды (рис. 2, *б – г*) в варианте дозами *2 к 1* (извлекаемая доза со стороны погрузочного заезда в 2 раза больше

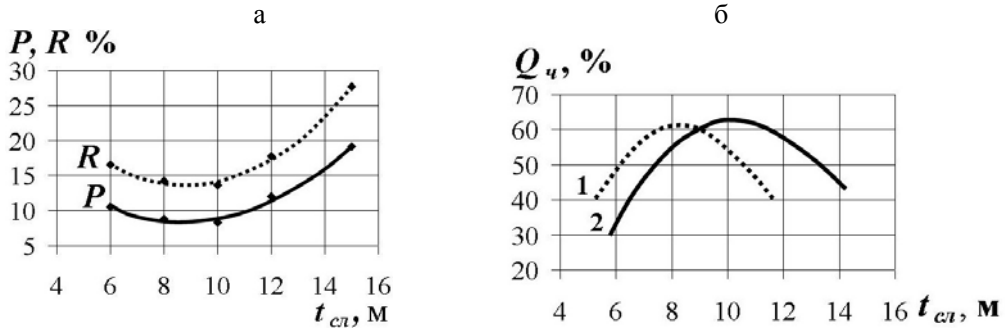


***Рис. 3. График зависимости показателей извлечения (а) и количества извлечённой чистой руды $Q_ч$ (б) от толщины отбиваемых слоёв:*** 1 – при $h$ = 15 м; 2 – при $h$ = 20 м

дозы выпускаемой из торца буро-доставочного орта).

На основе проведённых экспериментов и математического моделирования определены основные параметры технологии. В зависимости от высоты подэтажа ($h$ = 15 и 20 м), расстояние между буро-доставочными ортами соответственно должно составлять 12,0 и 14,0 м, между погрузочными заездами 12,0÷12,5 м и 13,5÷14,5 м, толщина отбиваемых слоёв соответствует $t \approx$ 0,45÷0,50 высоты подэтажа ($h$) (рис. 3).

Геомеханическая оценка нового варианта системы разработки (на примере условий отработки рудников Горной Шории) показала достаточную устойчивость горных конструкций при высоких тектонических полях напряжений (коэффициент запас прочности по отдельным элементам конструкции технологии составляет более 2, в наиболее напряжённых участках – кровле буро-доставочных ортов и погрузочных заездов более 1,5). Возникающие напряжения при подэтажной выемке в 1,4–1,7 раза меньше, чем в аналогичных условиях добычи при системе разработки этажным обрушением (Шерегешский рудник).

Предлагаемая технология создаёт благоприятные условия для повышения концентрации горных работ за счёт совмещения очистной выемки одновременно на нескольких подэтажах и параллельной проходки подготовительно-нарезных выработок в смежных выемочных участках. Сравнительная технико-экономическая оценка нового варианта подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды, в сравнении с широко применяемыми в аналогичных условиях системами разработки с обрушением, приведена в табл. 1.

Применительно к отработке мощных пологопадающих залежей разработан новый вариант сплошной камерной выемки [4] с управляемым обрушением пород кровли (рис. 4). Технология осваивается на Николаевском месторождении (ОАО «ГМК Дальполиметалл»).

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

Таблица 1

| Показатели | Система разработки | | |
|---|---|---|---|
| | подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды | подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды | этажного обрушения* |
| Балансовые запасы панелей (блока), тыс. т. | 368,5 | 368,5 | 368,5 |
| Удельный расход ПНР, м./1000т** | 1,8 ÷ 2,3 | 1,7 ÷ 2,1 | 2,7 ÷ 3,3 |
| Потери, % | 7,8 ÷ 8,1 | 12,5 ÷ 13,1 | 10,0 ÷ 12,0 |
| Разубоживание, % *** | 21,4 ÷ 22,2 | 25,3 ÷ 27,1 | 31,0 ÷ 35,0 |
| Производительность 1-го рабочего по системе разработки, т/смену | 95,0 ÷ 100,0 | 95,0 ÷ 100,0 | 25,0 |
| Сравнительная прибыль (относительно этажного обрушения при нулевой рентабельности) на добычу 1 т. балансовых запасов по системе разработки, % | 162,6 | 148,1 | 100,0 |

* – с использованием переносного горного оборудования; ** – по системе разработки (высота подэтажа 20 м (слоя 40 м), высота этажа 70 м; *** – при коэффициенте рудоносности залежей 0,7

высоты, и приступают к отработке готового к выемке смежного блока.

Геомеханическое обоснование технологии проводилось методом физического моделирования на фотоупругих материалах. Нагружение моделей осуществлялось в соответствии с исходным напряженным состоянием массива месторождения ($\sigma_1 = 2{,}5\gamma H = 50$ МПа, $\sigma_2 = 1{,}5\gamma H = 30$ МПа, $\sigma_3 = \gamma H = 20$ МПа), характерным для глубин 800-900 м [5].

Анализ полученных результатов напряженного состояния конструктивных элементов технологии (рис. 5) показал, что увеличение высоты зоны обрушения породной кровли ($h$) ведет к снижению напряжений во временном рудном целике, повышая при этом его сохранность в период отработки блока (рис. 5 б). Рациональной является величина, $h \geq m$ где $m$ – мощность рудного тела (рис. 4). При $h = 0{,}5m$, напряжения $\tau_{max}$ в сравнении с вариантами $h = m$ и $h = 1{,}5m$ возросли не только в сечении целика, но и в других элементах технологии в 1,2-1,5 раза [5].

Сравнительная оценка напряженно-деформированного состояния массива в вариантах после выемки целика в зависимости от ориентации фронта очистных работ (рис. 6) показала, что высокие исходные тектонические напряжения в массиве способствуют снижению уровня опасных концентраций растягивающих нагрузок в породной консоли, обеспечивая при этом необходимую ее устойчивость на стадии выпуска запасов руды обрушенного целика. В связи с этим, возможно, ожидать устойчивого зависания консоли на значительном расстоянии, что наблюдалось при испытании технологии на руднике.

В целях снижения давления на целик был рассмотрен вариант с надработкой породной консоли (рис. 7). Как показали результаты измерений, надработка консоли обеспечила снижение нагрузки ($\tau_{max}$) на целик в 1,4-1,6 раза.

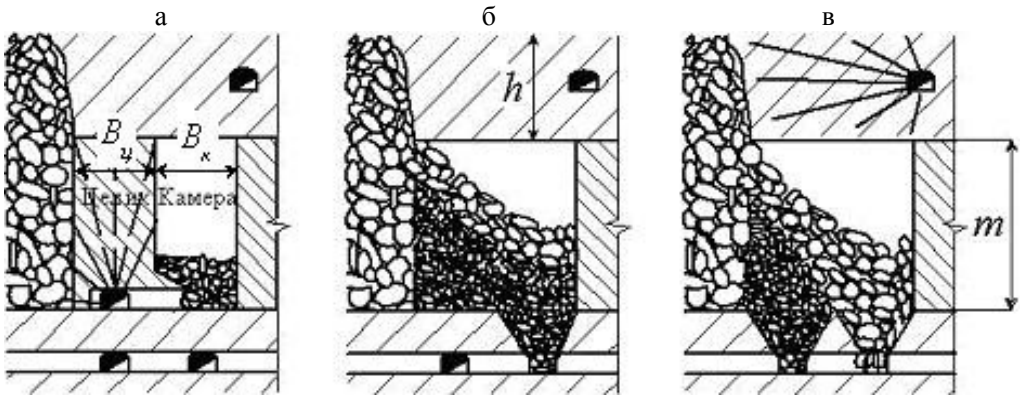


***Рис. 4. Последовательные стадии сплошной камерной системы разработки с управляемым обрушением пород кровли:*** а – выемка камерных запасов; б – обрушение целика; в – выпуск руды в границах камеры и целика

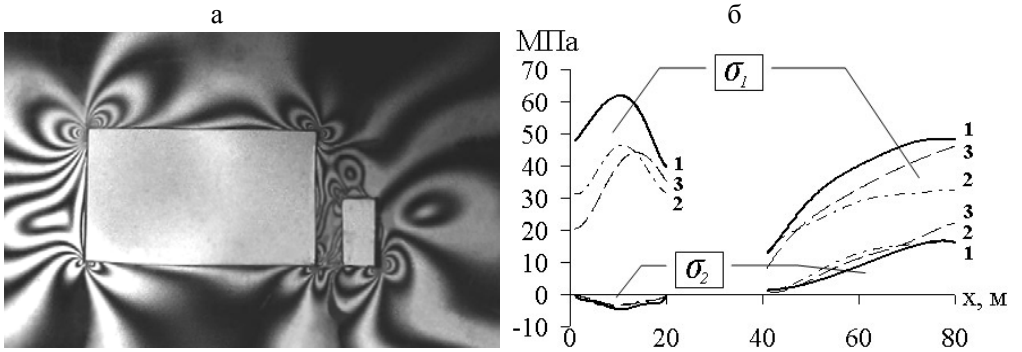


***Рис. 5. Напряженное состояние в конструктивных элементах технологии: а – изменение напряжений $\tau_{max}$ при h = m; б – эпюры распределения главных напряжений $\sigma_1$ и $\sigma_2$ (при $\sigma_x$ = 2,5$\sigma_y$) в центральном горизонтальном сечении блока:*** 1 – при $h = 0{,}5m$; 2 – то же $h = m$; 3 – то же $h = 1{,}5m$

По результатам проведенных исследований установлено, что временный рудный целик и подработанная консоль в зависимости от деформационно-прочностных характеристик горных пород и ориентации фронта очистной выемки находятся в разных условиях по состоянию устойчивости. Практически для всех типов пород сохранность временного рудного целика обеспечивается при $B_к = B_ц = 20$ м и $h \geq m \geq 40$ м. При уменьшении ширины целика $B_ц < 20$ м его устойчивость близка к критической или находится в запредельном состоянии. Аналогичная картина наблюдается при существенном увеличении ширины камеры.

Изучение процесса выпуска руды из подконсольного пространства позволило установить. На стадии отработки камеры основным источником разубоживания является самообрушение пород кровли камер. Количество примешанных пород при этом во многом зависит

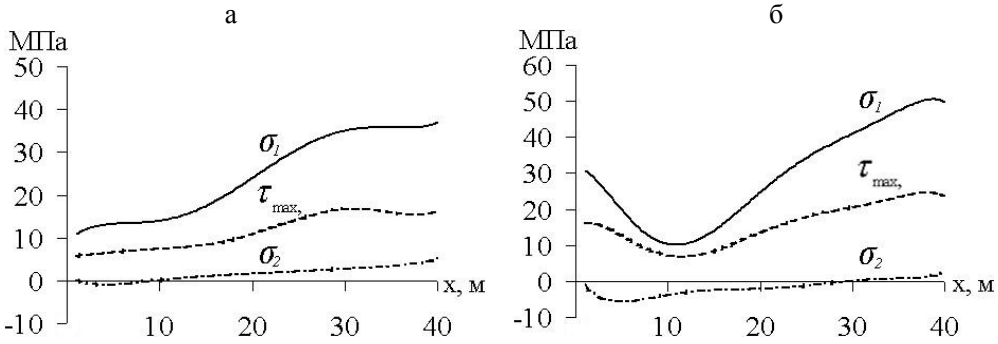


***Рис. 6. Характер распределения напряжений в ситуации после выемки целика:*** а – при $\sigma_x$ = 2,5$\sigma_y$; б – при $\sigma_x$ = 1,5$\sigma_y$ (в центральном горизонтальном сечении консоли)

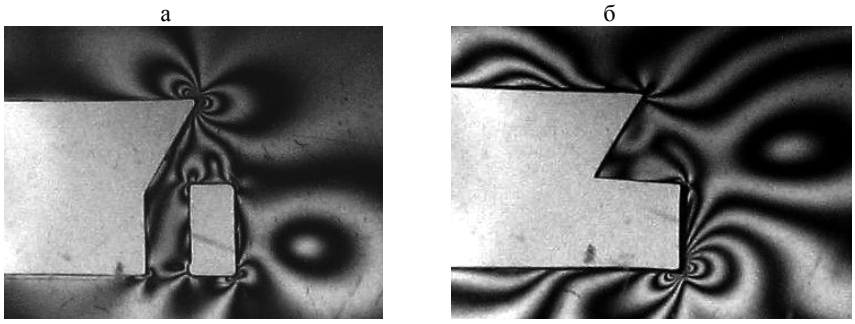


***Рис. 7. Результаты моделирования при $\sigma_x$ = 2,5$\sigma_y$: а – $B_к$ = $B_ц$ = 20 м, h = m = 40 м; б – ситуация после выемки целика***

от интенсивности очистной выемки и нарушенности пород кровли. При выпуске руды обрушенного целика показатели извлечения зависят от устойчивости породной консоли и выпуска основного объема руды под ее защитой.

Прогнозируемые (расчетные) показатели полноты и качества извлечения в целом по блоку (камера+целик) при выпуске приведены на рис. 8. Выявленные при этом характерные закономерности изменения потерь и разубоживания руды по блоку зависят, главным образом, от объемов обрушенного целика и камерной выемки. Увеличение ширины камеры с 20 до 40 м при фиксированной ширине целика обусловливает снижение потерь и разубоживания в среднем в 1,5-2,0 раза. При этом количество чистой руды добытой из блока возрастает на 8-10 %. Таким образом, увеличение камерной выемки позволяет повысить общую эффективность технологии.

Рассмотренный вариант системы разработки прошел промышленное испытание на Николаевском руднике при отработке блоков «Север-7» и «Север-9». Проведенные промышленные испытания показали. На стадии очистных работ, признаков разрушения временного рудного целика при выемке камерных запасов не наблюдалось. Обрушение пород кровли является трудноуправляемым процессом. Из-за высоких тектонических напряжений в массиве породы кровли способны зависать с пролетом до

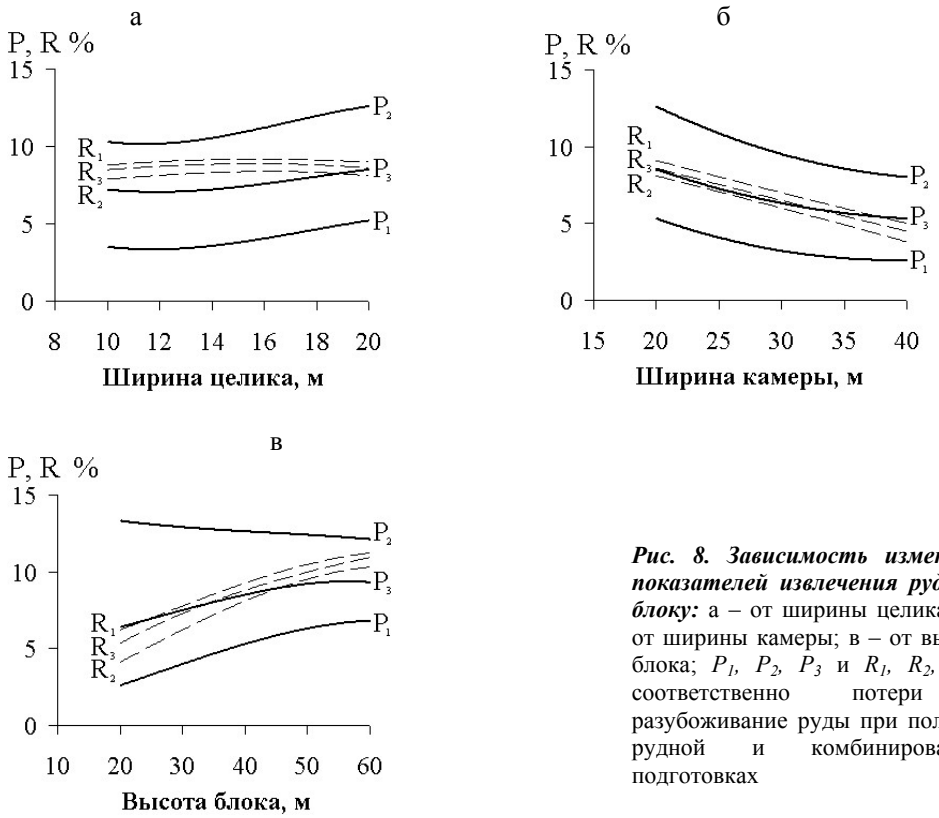


***Рис. 8. Зависимость изменения показателей извлечения руды по блоку:*** а – от ширины целика; б – от ширины камеры; в – от высоты блока; $P_1$, $P_2$, $P_3$ и $R_1$, $R_2$, $R_3$ - соответственно потери и разубоживание руды при полевой, рудной и комбинированной подготовках

100 и более метров. Так в блоке «Север-9», после завершения его отработки, подработанный массив вместе с кровлей ранее погашенного блока «Север-8» в течение 10-12 месяцев наблюдений находился в устойчивом состоянии. Безопасность ведения горных работ на глубинах 800-900 м обеспечивалась при ширине камеры и целика 20 м и высоте обрушения породной кровли равной или более мощности рудного тела.

Опытными работами установлено, что новый вариант в сравнении с базовым (системой подэтажных штреков с камерно-целиковым порядком выемки и твердеющей закладкой первичных и сухой – вторичных камер) обеспечивает повышение интенсивности выемки запасов в 1,8-2,5 раза, снижение затрат на добычу руды до 25 % и себестоимости производства металла в концентрате почти на 15% при незначительном ухудшении показателей качества и полноты извлечения запасов (табл. 2). Рост прибыли на 1 т балансовых запасов при этом составил 13,5 %.

Заключение

Технология подэтажного обрушения с площадно-торцовым выпуском руды под обрушенными породами обеспечивает наилучшие показатели извлечения, высокую интенсивность горных работ и создаёт более благоприятные и безопасные условия труда для горнорабочих.

Сплошная камерная система разработки с управляемым обрушением пород кровли и выпуском руды из подконсольного пространства по технологическим и экономическим показателям при добыче руд малой и средней ценности

Таблица 2

***Сравнительная эффективность технологий***

| Показатели | Система разработки | |
|---|---|---|
| | **Базовый вариант** | **Сплошная камерная с обрушением кровли** |
| Коэффициент извлечения запасов | 0,93 | 0,918 |
| Коэффициент извлечения качества | 0,851 | 0,83 |
| Трудоемкость добычи по системе разработки, % | 100,0 | 70,6 |
| Затраты на добычу руды, % | 100,0 | 76,6 |
| Всего затрат на добычу и переработку, % | 100,0 | 85,4 |
| Сравнительная прибыль на 1 т балансовых запасов (до уплаты налогов), % | 100,0 | 113,5 |

превосходит камерную систему с закладкой, обеспечивая безопасность ведения горных работ в сложных геомеханических условиях больших глубин. Эффективность нового варианта камерной системы разработки определяется сохранностью временного рудного целика (выбором рациональной высоты обрушения кровли) и устойчивостью породной консоли (ведением очистных работ в направлении действия максимальных горизонтальных напряжений).

***СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ***


1. *Витковский И.И.* Область применения вариантов систем подэтажного обрушения с торцовым выпуском при разработке сложных рудных тел //Перспективы развития технологий подземной разработки рудных месторождений: Тез. Докл. — М.: Недра, 1985.
2. *Патент* РФ № 2208162. Способ разработки рудных месторождений подэтажным обрушением / Фрейдин А.М., Кореньков Э.Н., Филиппов П.А. и др. / Опубл. в БИ, 2003, № 19.
3. *Фрейдин А.М., Неверов С.А.* Моделирование площадно-торцовой технологии выпуска руды под обрушенными породами // ФТПРПИ. — 2005. — № 5.
4. *Патент* РФ № 2099527. Способ разработки месторождений полезных ископаемых. //Фрейдин А.М., Шалауров В.А., Кореньков Э.Н. и др. – Опубл. в Б.И.,–1997. – № 35.
5. *Фрейдин А.М., Усков В.А., Неверов А.А.* Геомеханическое обоснование камерной одностадийной выемки руды на Николаевском руднике // Горный журнал. – 2006. - № 6.


## *Коротко об авторах*


*Неверов С.А.* – мл. научный сотрудник,
*Неверов А.А.* – мл. научный сотрудник,

Институт горного дела СО РАН (г. Новосибирск).



Доклад рекомендован к опубликованию семинаром № 5 симпозиума «Неделя горняка-2007».
Рецензент д-р техн. наук, проф. *В.А. Белин.*