

УДК 622.272

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ МЕТОДА ПРИНУДИТЕЛЬНОГО
ОБРУШЕНИЯ ПОЛУЭТАЖЕЙ С БОКОВОЙ ЗАГРУЗКОЙ**

В. Милич, М. Радованович

*Белградский университет, E-mail: mlradovanovic@tfbor.bg.ac.rs,
VJ 12, P.O. Box 50, 19210, г. Бор, Сербия*

Технологии крупномасштабной добычи занимают лидирующую роль при разработке глубоких небогатых месторождений полезных ископаемых, поскольку обеспечивают высокую производительность и низкую себестоимость добычи, а также приемлемую долю чистой руды и долю разубоживания руды. Для изучения параметров существующих технологий принудительного обрушения блоков и подэтажей построена лабораторная модель. Получены оптимальные параметры и показатели нового варианта технологии с принудительным обрушением. Основной целью экспериментов являлось изучение выпуска руды из двух и трех камер боковой загрузки, расположенных с одной стороны. Определено наиболее эффективное сочетание ширины блока и интервала между камерами загрузки, обеспечивающее наилучшие значения доли чистой руды и доли разубоживания руды.

Подземная добыча, обрушение блоков, обрушение подэтажей, выпуск руды, принудительное обрушение

DOI: 10.15372/FTPRPI20210109

В условиях разработки месторождений руды, когда содержание полезных минералов в породе снижается, а глубина месторождений увеличивается, становится необходимым применение высокопроизводительных методов добычи. Увеличение объема добываемой горной массы снижает затраты на ее добычу и повышает экономическую целесообразность разработки небогатых месторождений. В группе высокопроизводительных методов добычи ведущее место занимает подэтажное обрушение.

Большие объемы добычи, достигаемые применением методов обрушения, обусловлены возможностью полной механизации всех операций горного производства. Основным недостатком методов подэтажного обрушения является невозможность обеспечения полного выпуска руды, что напрямую связано с разубоживанием руды. Более высокая доля чистой руды достигается при высокой доле разубоживания, что влечет за собой существенные затраты на транспортировку, подъем на поверхность и дальнейшее обогащение. Таким образом, доля разубоживания руды ограничена значением общих затрат на добычу и обогащение, когда они превышают экономическую ценность руды.

Оптимальное размещение точек загрузки руды — ключевой фактор для эффективной и экономически обоснованной добычи горной массы [1]. Процесс выпуска руды влияет на успешность применяемого метода, так как в значительной мере определяет долю чистой руды

и долю разубоживания руды. По этой причине многие ученые за последние несколько лет пытались определить оптимальный интервал между точками загрузки руды. Их исследования базировались в основном на гравитационном потоке, размере фрагментов и т. д. В [2] проанализирован опыт проведения принудительного обрушения в разных странах, и на основе фрагментации пород опубликована таблица для оценки интервала между точками загрузки. В [3] рассмотрен средний размер фрагмента для расчета радиуса изолированной области выпуска руды и дальнейшего интервала между точками загрузки. В [4] использована численная модель и моделирование потока для прогнозирования параметров гравитационного выпуска и определения параметров, обеспечивающих максимальную долю чистой руды и минимальную долю разубоживания руды. В 80-х годах XX в. в Школе горного дела в штате Колорадо проведено исследование интервалов между точками загрузки на основе двухмерных моделей [5, 6]. Для экспериментов, связанных с выпуском руды, построена трехмерная физическая модель [7–9]. Общей чертой исследования значений интервалов между точками загрузки и исследований процесса выпуска руды является наличие спроектированного блока добычи с воронками и установленного плана выемки блоков.

Цель настоящей работы — исследование метода принудительного обрушения с различным расположением выемочного блока, камер загрузки и их количества, нижней части блоков при траншейной подсечке. Определены оптимальные параметры (интервал между точками загрузки и ширина блока) для нового метода принудительного обрушения полуэтажей с односторонней загрузкой [10]. Изучение основных параметров исследуемого метода проводилось на физических уменьшенных моделях в лабораторных условиях.

МЕТОД ПРИНУДИТЕЛЬНОГО ОБРУШЕНИЯ ПОЛУЭТАЖЕЙ

Метод принудительного обрушения полуэтажей с односторонней боковой загрузкой является основным в группе методов подэтажного обрушения.

Данный метод добычи, как и многие вариации подэтажного обрушения, относится к группе методов обрушения массива и кровли. Методы добычи, заключающиеся в обрушении массива по всей высоте блока, называются методами блоковой добычи. Они могут сопровождаться самообрушением (после подсечки блока массив начинает обрушаться под собственным весом) или сопровождаться принудительным обрушением за одну или две стадии [11]. Рассматриваемый метод относится к методам принудительного обрушения блоков, так как для обрушения его по всей высоте выполняются буровзрывные работы. Обрушение массива происходит путем проведения взрывных работ только с одного этажа (бурением взрывной скважины по всей высоте блока). Такая технология относится к этажным методам. Обрушение проводится за счет бурения с двух этажей, таким образом термин “полуэтаж” входит в название метода. Также этот термин принят из-за того, что выемочные блоки занижены на половину высоты горизонта (этажа), поэтому загрузка руды из выемочного блока происходит на каждом полуэтаже, т. е. на этажах с разницей высот 40 м.

В рамках метода обрушения полуэтажей взрывные работы выполняются в блоках со значительной высотой (40 м) и мощностью (24–42 м). Выпуск руды осуществляется из блоков шириной 10–16 м. В этом случае создаются условия для достижения высокой производительности, благодаря которым данный метод относится к методам крупномасштабной добычи полезных ископаемых.

Новизна предлагаемой технологии заключается в том, что руда разрушается в блоках с высотой, равной высоте горизонта. Верхняя часть соседнего блока расположена на половине высоты относительно предыдущего блока. Следующий выемочный блок располагается на од-

ном этаже с первым блоком, последующий блок — на том же этаже, что и второй блок. Такое размещение блоков повторяется до окончания рудного тела [1]. Оно обеспечивает расположение большей части взрываваемой руды в нетронутым рудном массиве, что значительно продлевает период выпуска чистой руды. Данное решение повышает долю чистой руды и сокращает долю разубоживания руды в процессе выпуска, т. е. создаются предпочтительные условия добычи взрываваемой руды, так как нижняя половина блока не имеет вертикального контакта с пустой породой, кроме контакта взрываваемой области по фронту [12].

Обрушение блоков осуществляется в пластах со значительной мощностью. Устройство нижней части блока с камерами боковой загрузки позволяет одновременно проводить выпуск руды по всей ширине взрываваемой области. Это дает возможность значительно повысить производительность, а также эффективность использования бурового, транспортировочного и подъемного оборудования [13].

При сооружении и расположении транспортных выработок в нижней части выемочного блока поточная вентиляция недоступна, что является одним из наиболее значительных недостатков подэтажного обрушения. Вспомогательная вентиляция использовалась во время разработки дополнительных выработок. На рис. 1 представлена схема метода обрушения полуэтажей с односторонней боковой загрузкой.

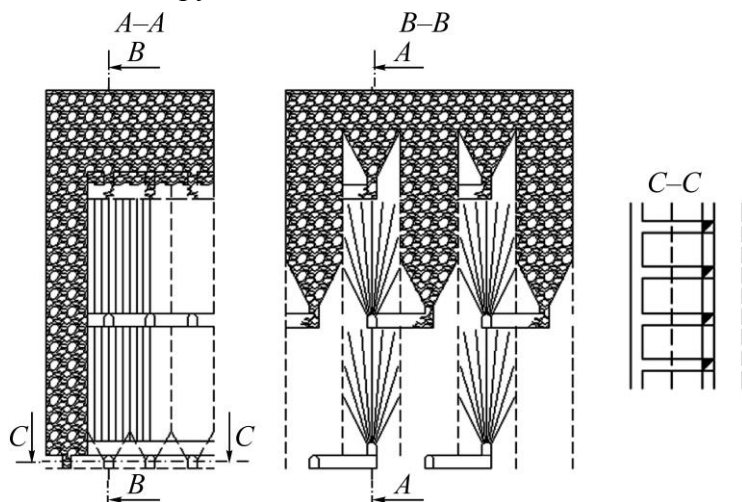


Рис. 1. Схема метода принудительного обрушения полуэтажей

Альтернативное расположение выемочных блоков (рис. 1), находящихся в стадии разработки и уже разработанных, не удовлетворяет условиям концентрации подземных давлений. Это также является преимуществом обрушения полуэтажей, которое позволяет разрабатывать рудные пласты с большой мощностью на значительных глубинах.

МЕТОДОЛОГИЯ ЭКСПЕРИМЕНТА

Физическая модель выпуска руды

Эксперименты по выпуску руды проводились с помощью физической модели М-1 для случаев с двумя и тремя односторонними боковыми камерами загрузки в лаборатории методов добычи полезных ископаемых технического факультета университета Белграда. Модель выполнена из плексигласа в масштабе 1:100.

Лабораторные испытания, которые легли в основу данной работы, проведены в несколько стадий.

Стадия 1 — подготовка к испытаниям. Для осуществления предлагаемого метода добычи необходимо определить оптимальные геометрические параметры. Переменные параметры: ширина выемочного блока B , интервал между боковыми камерами загрузки l , мощность взрываваемой руды $n \times m_1$, где n — количество камер загрузки. Во всех испытаниях высота блока (высота этажа или высота двойного полуэтажа ($H = 2h = 80$ м)) принята равной 80 м.

Стадия 2 — первая серия испытаний. После подготовки к испытаниям и определения формы рудного тела, рассматриваемого к выпуску (обтекаемый эксцентричный эллипсоид), получены предварительные значения переменных параметров. Испытания проводились при различных сочетаниях переменных и повторялись 3 раза.

Стадия 3 — вторая серия испытаний. Пары тестируемых параметров, при которых возникали неудовлетворительные результаты, исключены из дальнейших испытаний. Установлено, что интервал 8 м между боковыми камерами загрузки является наиболее худшим для любой ширины блока (12, 14 и 16 м) по сравнению с интервалом 10 и 12 м независимо от ширины блока.

Параметры, обеспечивающие удовлетворительные результаты, использованы в дальнейших испытаниях. Эти дополнительные испытания выполнялись для подтверждения корректности результатов первой серии.

Стадия 4 — третья серия испытаний. В последней серии повторены испытания с параметрами, которые обеспечили наилучшие соотношения между долями чистой руды и разубоженной руды. Эти испытания включали помещение 175 маркеров в физическую модель М-1, которые обеспечили точную интерпретацию результатов анализа выпуска руды, а также других процессов, происходящих в модели за время испытаний [10].

Выпуск руды из камер загрузки проводился определенными партиями. Первая партия выпуска продолжалась до появления пустой породы в одной из камер. Первое появление пустой породы ожидалось в третьей камере, поскольку она имеет фронтальный контакт с пустой породой. Площадь контакта равна площади взрываемого рудного блока. Следующие партии составляли 2.5 кг каждая (выпуск руды осуществлялся равномерно из каждой камеры), пока пустая порода не появлялась в остальных камерах. Выпуск руды продолжался до того момента, когда доля разубоживания руды в камере (партии) не достигла 50 %. Для получения большего количества точек и более точной графической иллюстрации почти в каждом испытании выпуск руды выполнялся немного дольше.

ТАБЛИЦА 1. Результаты выпуска руды на модели М-1 при $H = 80$ м, $B = 12$ м, $l = 12$ м, $Q_r = 57.20$ кг (три точки загрузки)

Партия	Полученные результаты, кг			Кумулятивные результаты, кг			Доля чистой руды, %		Доля разубоживания, %	
	Q_{bo}	Q_{po}	Q_w	Q_{bo}	Q_{po}	Q_w	в партии I_r	итого I_r	в партии I_r'	итого I_r'
I	12.63	12.63	0.00	12.63	12.63	0.00	22.08	22.08	0.00	0.00
II	7.50	7.36	0.14	20.13	19.99	0.14	12.87	34.95	1.87	0.70
III	7.50	7.24	0.26	27.63	27.23	0.40	12.66	47.60	3.47	1.45
IV	7.50	7.09	0.42	35.13	34.32	0.82	12.39	59.99	5.53	2.32
V	7.47	6.92	0.55	42.60	41.24	1.36	12.10	72.09	7.30	3.19
VI	7.50	6.09	1.41	50.10	47.33	2.77	10.65	82.74	18.80	5.53
VII	7.50	4.12	3.38	57.60	51.45	6.15	7.20	89.94	45.07	10.68
VIII	7.50	2.79	4.72	65.10	54.23	10.87	4.87	94.81	62.87	16.69
IX	7.50	1.52	5.99	72.60	55.75	16.85	2.65	97.46	79.80	23.21
X	7.50	0.76	6.74	80.10	56.51	23.59	1.33	98.78	89.87	29.45
Σ	80.10	56.51	23.59	—	—	—	98.78	—	—	93.22

Примечание: Q_{bo} — обрушенная руда; Q_{po} — чистая руда; Q_w — пустая порода

Для анализа результатов составлены таблицы и построены графики. Полученные значения количества обрушенной руды Q_{bo} , чистой руды Q_{po} и пустой породы Q_w для каждой партии сведены в табл. 1 для каждого одиночного испытания. Также приведены их кумулятивные значения и значения долей чистой руды O_r (%) и разубоживания O_d (%) для каждой партии и в совокупности.

На основе полученного значения чистой руды Q_{po} и общего количества руды, использованной в модели Q_o , вычислено значение доли чистой руды, которое определяется как отношение количества чистой руды к общему количеству руды [14]:

$$O_r = \frac{Q_{po}}{Q_o} \cdot 100. \quad (1)$$

Общая доля чистой руды рассчитывается как отношение между кумулятивным количеством чистой руды и общим количеством руды в модели.

Доля разубоживания каждой партии представляет собой отношение между количеством пустой породы и количеством обрушенной руды в каждой партии [14]:

$$O_d = \frac{Q_w}{Q_{bo}} \cdot 100. \quad (2)$$

Общая доля разубоживания получена отношением кумулятивных значений количества пустой породы и обрушенной руды.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Полученные в результате испытания данные записаны для каждой камеры загрузки и каждой партии, что позволило проанализировать их в целом для каждого испытания и для каждой точки загрузки в каждой серии. Учитывая значительный объем анализируемого материала (73 испытания), представлены наиболее показательные значения.

Приведены две серии испытаний: первая — на физической модели с тремя камерами загрузки с переменными параметрами, вторая — на физической модели с двумя камерами загрузки с теми же параметрами. Первая серия включала 27 испытаний на модели М-1 при различных значениях ширины блока (12, 14 и 16 м) и различных интервалах между камерами загрузки (8, 10 и 12). Испытание для каждого сочетания повторялось 3 раза.

Испытания выполнены одним и тем же образом при соблюдении всех условий подобию (геометрических, кинематических и динамических) [15, 16]. Таким образом, результаты трех повторяемых испытаний для одного сочетания можно представить одним средним значением. Рассчитаны значения долей чистой руды и разубоживанной руды для каждой партии и в совокупности на основании измеренного объема чистой руды и пустой породы в партиях выпуска.

При сравнении результатов выявлено, что наиболее подходящие значения доли чистой руды 89.94 % и доли разубоживания 10.68 % с содержанием чистой руды более 22 % получены при высоте блока 80 м, ширине блока 12 м и интервале между камерами загрузки 12 м. В табл. 1 и на рис. 4 приведены средние значения полученных результатов.

Детальный анализ данных табл. 1 показал, что в модель было загружено 57.20 кг руды. Руда для испытаний бралась из шахты Борска Река (Сербия). Железный рудный магнетит из карьера Дамнжан (Северная Македония) использовался в качестве пустой породы. Распределение по фракциям (масштаб 1:100) и подготовленное количество руды и пустой породы, представленное в испытаниях, приведено в табл. 2.

ТАБЛИЦА 2. Распределение руды и пустой породы, использованной в испытаниях, по фракциям

Фракция, мм		Руда		Пустая порода	
		%	кг	%	кг
	+ 10.000	0	0	10	15.0
- 10.00	+ 6.680	10	7.50	20	30.0
- 6.680	+ 4.699	20	15.00	35	52.5
- 4.699	+ 2.362	45	33.75	25	37.5
- 2.362	+ 0.000	25	18.75	10	15.0
	Σ	100	75.00	100	150.0

На основе предварительных испытаний [13, 17], в результате которых определена зависимость между основными параметрами обтекаемого эллипсоида и прогнозируемой фрагментацией взрывааемой руды [18,19], получены средние значения диаметра взорванной руды и пустой породы. Средние диаметры кусков взорванной руды и пустой породы рассчитывались по следующей формуле [20]:

$$d_{av} = \frac{\sum d_i \cdot P_i}{100}, \tag{3}$$

где $d_i = (d_1 + d_2) / 2$; P_i — составная доля одиночного размера частиц (одной фракции). Используя данные табл. 2 получены средние значения диаметров частиц: для руды — 3.85 мм, для пустой породы — 5.81 мм.

Максимальная доля чистой руды и минимальная доля разубоживания с удовлетворительным количеством чистой руды при оптимальных параметрах представлены на рис. 2.

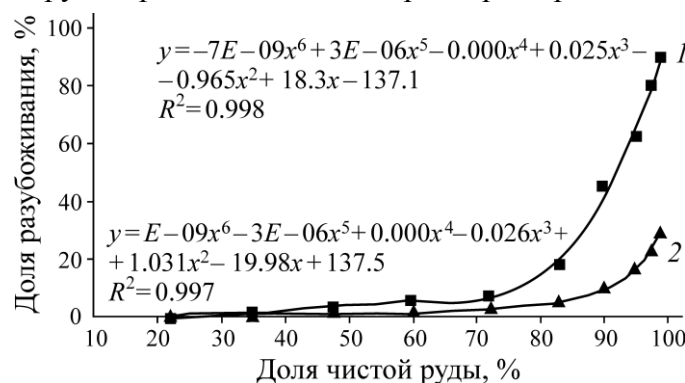


Рис. 2. Средние значения полученных результатов при $H = 80$ м, $B = 12$ м и $l = 12$ м: 1 — значения доли чистой руды в процессе выпуска; 2 — значения доли разубоживания руды в процессе выпуска

Выпуск руды осуществлялся одновременно из трех камер загрузки. Первая партия выпуска проводилась до появления пустой породы. Появление пустой породы произошло в третьей камере, так как она наиболее близко расположена к вертикальному контакту с пустой породой (см. рис. 1). Количество чистой руды составило 12.63 кг, или 22.08 % относительно общего погруженного в модель количества руды. Далее выпускались одинаковые партии руды в количестве 7.50 кг. В партии выпуска VII доля разубоживания руды составила 45.07 %, что явилось показателем для более интенсивного выпуска пустой породы в последующих партиях. Количество пустой породы в обрушаемой породе в следующих партиях увеличилось до 62.87, 79.80

и 89.97%. Такие значения являются экономически нецелесообразными [21]. В последней партии выпуска обрушенной породы доля чистой руды составила 98.78%, а доля разубоживания 29.45%. Очевидно, что необходимо было остановить выпуск руды ранее при меньших значениях доли разубоживания, которые определяются на основе экономических результатов [21].

Наилучшие результаты получены при интервале между камерами загрузки 12 м для всех значений ширины блока (12, 14 и 16 м) и во всех сочетаниях. Сравнительные результаты выпуска руды приведены на рис. 3а.

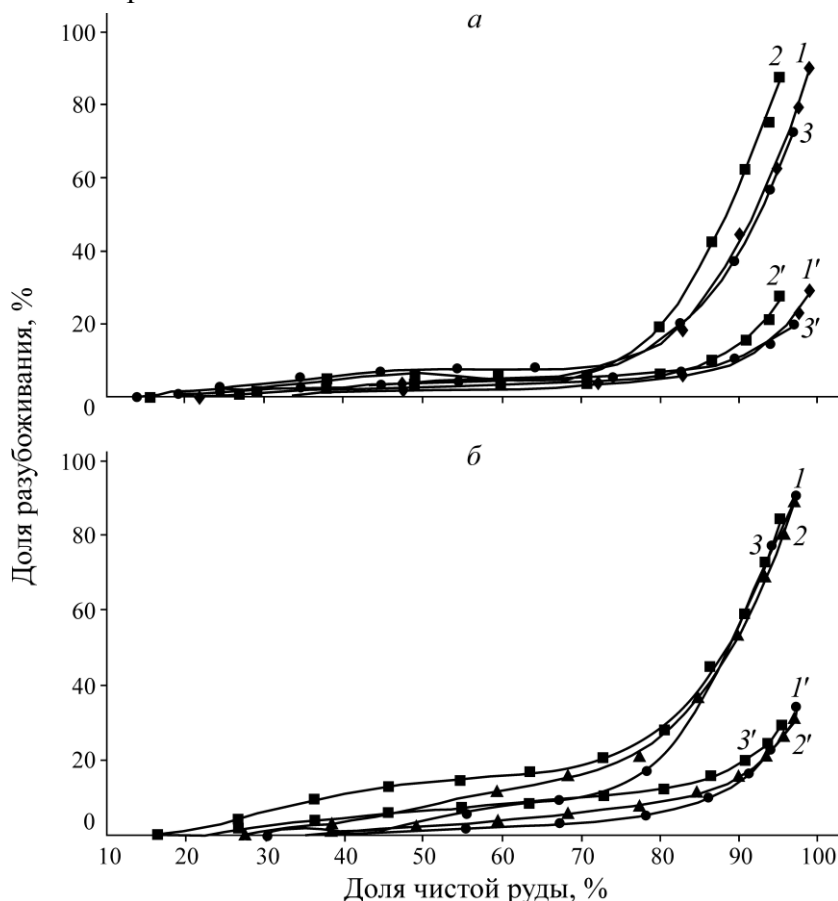


Рис. 3. Результаты выпуска руды: а — в первой серии испытаний — три камеры загрузки; б — во второй серии — две камеры загрузки

Кривые 1, 1' соответствуют следующим значениям параметров: $B=12$ м; $l=12$ м (1 — в партии; 1' — итого); кривые 2, 2': $B=14$ м; $l=12$ м (2 — в партии, 2' — итого); кривые 3, 3': $B=16$ м; $l=12$ м (3 — в партии, 3' — итого).

Во второй серии испытания выполнены на модели М-1 с такими же значениями параметров, но с двумя камерами загрузки. Интервал между камерами 8 м не рассматривался, так как при нем достигнуты наихудшие результаты. В этой серии испытаний удовлетворительные результаты получены при ширине блока 12 м и интервале между камерами загрузки 12 м, что подтверждает результаты первой серии испытаний. Результаты второй серии испытаний с двумя камерами загрузки и интервалом 12 м представлены на рис. 3б.

Кривые 1, 1': $B=12$ м; $l=12$ м (1 — в партии; 1' — итого); кривые 2, 2': $B=14$ м; $l=12$ м (2 — в партии, 2' — итого); кривые 3, 3': $B=16$ м; $l=12$ м (3 — в партии, 3' — итого).

Для первой и второй серии испытаний на модели М-1 наилучшие результаты получены при наибольшем рассматриваемом интервале между камерами загрузки 12 м и минимальной ширине блока 12 м. Это свидетельствует о том, что для определения наиболее оптимальных параметров необходимо продолжить исследование с увеличенными значениями этих параметров.

По этой причине проведена третья серия дополнительных испытаний со следующими сочетаниями параметров: $B=12$ м, $l=14$ м и $B=14$ м, $l=14$ м. Сравнение новых результатов с наилучшими от предыдущих серий позволило получить окончательный ответ, что оптимальными параметрами метода принудительного обрушения полуэтажа с односторонней боковой загрузкой являются ширина блока $B=12$ м и интервал между камерами загрузки $l=12$ м. Эти значения обеспечивают максимальное количество чистой руды, наивысшую долю чистой руды и минимальную долю разубоживания руды. Сравнение наилучших результатов первой и второй серии испытаний (с тремя и двумя камерами загрузки) представлено на рис. 4.

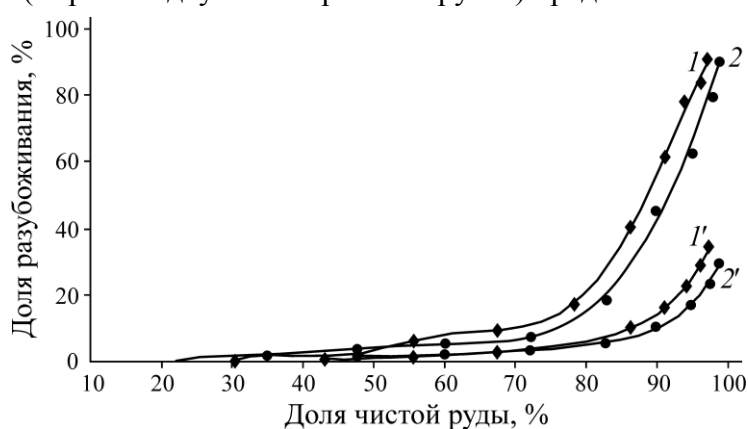


Рис. 4. Сравнение результатов выпуска руды с двумя и тремя камерами загрузки при оптимальных параметрах ($H=80$ м, $B=12$ м, $l=12$); 1 — две камеры загрузки (в партии); 2 — три камеры загрузки (в партии); 1' — две камеры загрузки (итоги); 2' — три камеры загрузки (итоги)

Лучшие результаты при оптимальных параметрах получены при большем количестве точек загрузки. Кривые 1' и 2' на рис. 4 подтверждают это заключение, так как функциональные зависимости изучены при одиночной партии загрузки и в совокупности. Наиболее важным аспектом в процессе выпуска руды из рудного тела большой мощности является дисциплинированная работа, которая предполагает согласованный выпуск руды из действующих камер загрузки.

В ходе проведения испытаний зафиксированы количественные данные о выпущенной руде и пустой породе для каждой отдельной камеры, что обеспечило возможность интерпретации результатов относительно точки загрузки. С учетом количества выпущенной руды и пустой породы появилась возможность оценить как доли чистой руды и разубоживания изменяют свои значения в зависимости от расположения точек загрузки. На рис. 5 показаны сравнительные результаты выпуска руды относительно камер загрузки при оптимальных параметрах.

Видно, что метод принудительного обрушения полуэтажей позволяет получить более высокие результаты при большем количестве точек загрузки как в рамках одной камеры, так и в совокупности.

Анализ результатов по точкам загрузки демонстрирует положительный эффект при одновременном выпуске руды на модели М-1 для исследования нового метода принудительного обрушения полуэтажей с односторонней боковой загрузкой. Подтверждены преимущества

и рекомендации по геометрической организации, где нижнее расположение выемочных блоков более предпочтительно (во фронтальном сечении). Новизна решения характерна для каждого второго выемочного блока. Это позволяет максимально сократить контакт взрываваемой чистой руды с пустой породой. При такой организации выемки осуществляется выпуск около половины высоты этажа (40 м). При использовании двух камер загрузки достигается добыча чистой руды без пустой породы. Первая партия содержит пустую породу, она вынимается из третьей камеры загрузки в результате вертикального фронтального контакта с обрушенной пустой породой. Из второй и первой камеры загрузки добыто 65 – 80 % чистой руды с долей чистой руды 93 – 96 % и долей разубоживания руды 10 %.

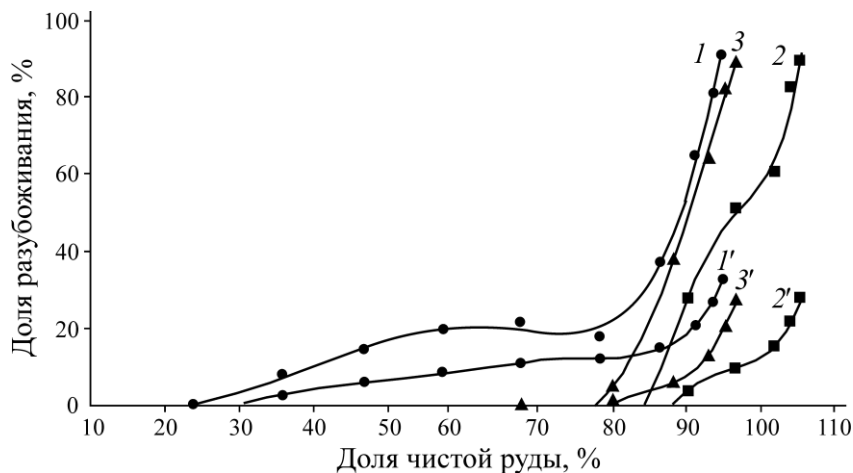


Рис. 5. Результаты выпуска руды по камерам: 1, 1' — третья камера загрузки (в партии и итога); 2, 2' — первая камера загрузки (в партии и итога); 3, 3' — вторая камера загрузки (в партии и итога)

Очевидное преимущество данного вида выпуска руды заключается в том, что образуется большее количество взорванной руды из-за ее геометрического расположения прямо над точкой загрузки (рис. 5). Выпуск руды следует остановить, когда пустая порода с горизонтального контакта или верхней части выемочного блока поступает на этаж загрузки.

ВЫВОДЫ

Разработан новый способ добычи руды путем обрушения полуэтажей с односторонней боковой загрузкой. Отличительная черта метода — обрушение руды в блоках со значительной высотой, совпадающей с высотой горизонта.

Выполнены лабораторные испытания на физической модели выемочного блока в сериях с различными геометрическими параметрами и для различного количества камер загрузки, функционирующих одновременно. При анализе и сравнении полученных результатов определено наилучшее сочетание параметров: ширина выемочного блока 12 м, высота выемочного блока 80 м, интервал между камерами загрузки 12 м. Такие параметры обеспечивают наиболее высокие показатели добычи: максимальное количество чистой руды 22 %, высокая доля чистой руды 90 % и минимальная доля разубоживания 10 %. В испытаниях рассматриваемого метода выпуск руды осуществлялся из двух и трех камер загрузки. Соотношение результатов показало, что необходимо работать с большим количеством камер для достижения более высокой доли чистой руды. Принципы нового метода добычи необходимо изучить в рамках локальных исследований. Особое внимание следует обратить на показатели выпуска руды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Zarate E. U., Pourrahimian Y., and Boisvert J.** Optimizing block caving drawpoints over multiple geostatistical models, *Int. J. Min. Reclam. Environ.*, 2018. DOI: 10.1080/17480930.2018.1532866.
2. **Julin D. E. and Tobie R.** Block caving, *Mining Engineering Handbook*, 2nd ed., Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.: Littleton, Colorado, USA, 1992. — P. 1815–1836.
3. **Bullock R. and Hustrulid W.** Planning the underground mine on the basis of mining method, *Underground Min. Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.: Littleton, Colorado, USA, 2001. — P. 29–49.
4. **Castro R. L., Gonzales F., and Arancibia E.** Development of a gravity flow numerical model for the evaluation of drawpoint spacing for block/panel caving, *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* 2009, Vol. 109, No. 7. — P. 393–400.
5. **Peters D.** Physical modelling of the draw behaviour of broken rock in caving, *Quart. Col. Sch. Mines.* 1984, Vol. 79, No. 1. — P. 1–48.
6. **McNearny R. L. and Abel J. F.** Large-scale two-dimensional block caving model tests, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 1993, Vol. 30. — P. 93–109.
7. **Trueman R., Castro R., and Halim A.** Study of multiple draw-zone interaction in block caving mines by means of a large 3D physical model, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 2008, Vol. 45, No. 7. — P. 1044–1051.
8. **Susaeta A.** Theory of gravity flow (part 1), *Proc. of the Mass. Min*, Santiago, Chile, 2004. — P. 167–172.
9. **Susaeta A. and Diaz H.** Estado del arte del modelamiento del flujo gravitacional en mineria por hundimiento de bloques, *Minerales*, 2000, Vol. 55, No. 255. — P. 17–26.
10. **Milic V.** The research basic parameters of new methods Semi-level induced caving for excavation deep parts of the Bor deposit. *Doc. Min. Sci. Thesis*, University of Belgrade, Technical Faculty in Bor, Serbia 1996.
11. **Dirkx R., Kazakidis V., and Dimitrakopoulos R.** Stochastic optimization of long-term block cave scheduling with hang-up and grade uncertainty, *Int. J. Min. Reclam. Environ.*, 2018, DOI: 10.1080/17480930.2018.1432009.
12. **Milic V., Milicevic Z., and Atanaskovic N.** Determination of parameters of Semi-level induced caving by modeling, *Underground Min. Eng.*, 1994, Vol. 3. — P. 11–15.
13. **Milic V. and Milicevic Z.** Determination of the eccentricity of the ellipsoid flow of ore from the Bor Ore Deposits, *J. Min. Metall.*, 1995, Vol. 31. — P. 79–88.
14. **Milicevic Z. and Milic V.** *Underground mining technology of mineral deposits, Bor (Serbia): RDS Group*, 2013.
15. **Nasonov I. D.** *Modelirovanie gornyh procesov*, Moscow: Nedra, 1978.
16. **Protodyakonov M. M. and Teder R. I.** *Rational methods of planning experiments*, Moscow: Nauka, 1970.
17. **Milicevic Z., Milic V., and Svrkota I.** Problems in the application of sublevel caving method in the Jama Bor underground mine, *Mining Engineering*, 2012, Vol.3. — P. 283–300.
18. **Oksanič I. F. and Mironov P. S.** *Zakonomernosti drobljenja gornyh porod vzryvom i prognoziranje granulometrčeskogo sastava*, Moscow: Nedra, 1982.
19. **Milic V., Milicevic Z., and Pantovic R.** Prognosis of fragmentation of blasted ore and its influence on utilization in ore pouring, *Proc. of the 26th Int. October Conf. on Min. and Metallurgy, Donji Milanovac, Serbia*, 1994. — P. 224–228.
20. **Knezevic D.** *Mineral Processing*, Belgrade: Faculty of Mining and Geology, 2001.
21. **Milicevic Z.** *Sublevel and block caving methods*, Bor: Technical Faculty in Bor, 2008.

*Поступила в редакцию 19/VII 2019
После доработки 20/VIII 2020
Принята к публикации 15/I 2021*